

ЗАТВЕРДЖЕНО

Наказ Міністерства освіти і науки,
молоді та спорту України
29 березня 2012 року № 384

Форма № Н-6.01

Житомирський державний технологічний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Кафедра розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т.

(повна назва кафедри, циклової комісії)

КУРСОВА РОБОТА

Технологія розробки родовищ стінового каменю та блоків

3

(назва дисципліни)

на тему: «Розробка проекту відпрацювання родовища»

Студента 4 курсу РРЧЗК групи
напряму
підготовки 6.090301 «Розробка родовищ
корисних копалин»

Мітківського М.В.

(прізвище та ініціали)

Керівник

...

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Національна шкала зроблено
Кількість балів: 60 Оцінка: ECTS E

Члени комісії

М.В. — Шевченко В.І.
(підпис) (прізвище та ініціали)
А.О. — Клименко А.О.
(підпис) (прізвище та ініціали)
(підпис) (прізвище та ініціали)

м. Житомир - 20 17 рік

Зміст

Вступ

Розділи:

- I. Загальна характеристика родовища та гірської породи*
- II. Режим роботи підприємства*
- III. Виробнича потужність підприємства*
- IV. Основні параметри розкриття та системи розробки родовища*
- V. Розкривні роботи*
- VI. Видобувні роботи*
- VII. Вантажні роботи*
- VIII. Транспортні та складські роботи*
- IX. Механізація допоміжних робіт*
- X. Кар'єрний водовідлив*

Список використаної літератури та посилання

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата				
Розроб.					Курсовий проект з дисципліни: «Технологія розробки стінового каменю та блоків»	Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.							3	
Реценз.								
Н. Контр.								
Затверд.								

Вступ

Людина здавна використовує камінь як довговічний та декоративний будівельний матеріал. Особливе місце при цьому займають облицювальні вироби, широка палітра яких дозволяє створювати оригінальні фасади будівель та яскраві інтер'єри приміщень, унікальні архітектурні пам'ятки та споруди. Сучасні досягнення науки та техніки дають змогу збільшити продуктивність видобутку та обробки каменю, знизити собівартість сировини та продукції. Однією з головних проблем видобування природного каменю є необхідність зменшення втрат та збільшення виходу блочної продукції на всіх стадіях видобувних робіт від відділення каменю від масиву до розвантаження блоків у споживача.

Блочним (штучним) називають камінь, що служить для виробництва стінових, облицювальних, та архітектурно будівельних виробів і тому його виймають із породного масиву у вигляді великих окремоностей (плит, блоків, монолітів).

Головною особливістю технології видобування блочного каменю на кар'єрах є прив'язка параметрів системи розробки (висоти уступів, довжини та орієнтації фронту робіт, ширини заходки) до параметрів і розміщення природних тріщин в масиві і напряму найкращого відділення каменю. У визначенні напрямів найкращого відділення каменю вирішальну роль має аналіз орієнтованої текстури, яка для кожного родовища зумовлена закономірним розміщенням мінералів.

Штучний камінь відділяється від масиву у вигляді блоків значних розмірів та маси.

Аналіз роботи кар'єрів блочного каменю показує, що при вмілому використанні закономірностей розміщення природних тріщин в масиві та мікроорієнтування мінералів камені можна збільшити вихід товарної продукції з 15-20% до 60%.

Добування блочного каменю здійснюється в певній послідовності шляхом чергування основних технологічних процесів.

Технологічні процеси на розкривних породах аналогічні процесам на інших кар'єрах. Відмінність лише в тому, що на кар'єрах блочного каменю у розкривний вантажопотік додатково включаються відходи каменевидобування у вигляді буту та штибу. Головним у видобуванні блочного каменю є відділення окремої без

					РРКК.ПК17.14.ВС	Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

порушення її монолітності. Для цього поступово збільшують кількість площин оголення аж до повного усунення її зв'язку з масивом.

На початку технологічного циклу (відпрацювання заходки) масив має лише дві площини оголення відповідно уступній формі робіт. Для створення додаткових площин оголення, а також для вводу добувального устаткування необхідно виконати підготовчі роботи: пройти врубові (поперечні) траншеї та відрізнi щілини, пробурити установочні свердловини.

Наступний процес – власне відділення каменю від масиву. Йому характерна багатоманітність способів відділення каменю та відповідних технічних засобів.

Після того як блок структурно відділено, його необхідно вийняти для переробки або відвантаження.

Видобування товарних блоків на кар'єрах може здійснюватись за одно-та двостадійною схемою. За першою схемою відділені від масиву блоки виймаються, завантажуються та транспортуються для подальшої переробки; при двостадійній схемі вийнятий моноліт розділяють на більш дрібні товарні блоки в межах робочої зони кар'єру.

Наступні технологічні процеси – завантаження, транспортування та складування блочної продукції – аналогічні відповідним процесам на інших кар'єрах і відрізняється лише штучним характером та значною масою вантажів та меншим об'ємом робіт.

Найбільш трудомісткими та дорогими є процеси підготовки каменю до виймання та розділення його на товарні блоки. Їх частина в собівартості блочної продукції складає 50-90%. Затрати на інші процеси мають незначний зв'язок із властивостями породи. Тому оцінку відносної важкості видобутку блоків можна достатньо повно зробити за затратами на відділення монолітів від масиву та їх розділення.

					РРКК.ПК17.14.ВС	Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

І. Загальна характеристика родовища та гірської породи

Згідно варіанту курсового проекту задане родовище має наступні параметри:

Варіант	14		
Тип КК	Діабаз		
Продуктивність кар'єру по товарним блокам, м ³ /рік	5000		
Параметри природних тріщин	Повздожні	Азимут простягання, град.	20
		Середня відстань між тр., м	3
	Поперечні	Азимут простягання, град.	115
		Середня відстань між тр., м	2
Середня відстань між постійними тріщинами тр., м	2,0		
Розміри кар'єрного поля, м	Довжина	420	
	Ширина	200	
Форма покладу	Витягнута		
Коеф. Міцності по Протод'яконову	20		
Потужність КК, м	50		
Потужність розкривних порід, м	Сипкі	5	
	Скельні	3	
Водоводові, м ³ /год	13		
Розміщення покладу	Пологе		

Табл. 1

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата				
Розроб.						Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.							1	1
Реценз.								
Н. Контр.								
Затверд.								

Діабаз - палеотипний аналог основних магматичних гірських порід (базальту і долериту). Складається із плагіоклазу (найчастіше лабрадориту), по якому розвиваються альбіт, преніт, епідот, цоїзит, карбонати та ін.

Колір темно-сірий (Рис.1) або зеленкувато-чорний. Структура офітова, долеритова, пойкилоофітова, інтерсертальна, афірова, порфіровидна. За текстурою відрізняють трахітоїдний та миндалекам'яний. Хімічний склад у відсотковому співвідношенні: (%): SiO_2 49,04; TiO_2 1,46; Al_2O_3 15,68; FeO_3 4,04; FeO 7,70; MnO 0,26; MgO 5,88; CaO 9,28; Na_2O 2,84; K_2O 0,92; P_2O_5 0,26.

Густина = 2790-3300 кг/м³

Модуль Юнга = 10,7 Па

Коефіцієнт Пуассона = 0.22

Теплопровідність = 1,71-2,90 Вт/(м•К);

Температура плавлення = 1005-1250°C

Теплоємність = 783-929 Дж/(кг•К)

Коефіцієнт загальної пористості = 0,8-1,2

Межа міцності на стиск = 400-500 МПа



Рис. 1

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

Діабази поширені в складчастих поясах і платформенних регіонах. Діабази залягають як інтрузивні тіла (дайки та сіли), так і як ефузивні (потоки, покрови). Потужність тіл по типу дайок та сіл може варіюватися від декількох сантиметрів до 200 м та більше. Своє поширення долерити набули і в областях із пологим заляганням осадових гірських порід, а також серед вулканічних лав і туфів (важливим буде згадати кримське родовище долериту з якого, у тому числі, була вимощена Красна площа у Москві та Воронцовий палац у Алупці).

В Україні діабаз зустрічається в межах Українського кристалічного щита. В Російській Федерації – на Кавказі, в Карелії і Сибіру. В Європі відомі родовища у Німеччині, Чехії, Великій Британії, Скандинавії та Франції. Також значні поклади були розвідані у США.

Діабаз використовують для мощення вулиць, для виготовлення литих виробів із каменю, у тому числі для виробництва кислотостійкого матеріалу. В якості заповнювача для бетону діабаз використовується в процесі будівництва автомобільних та залізничних доріг. Також його застосовують як присипку для покрівного матеріалу, у виготовленні будівного каменю і для зведення фундаменту. Діабазова облицювальна плитка застосовується для зовнішнього та внутрішнього оздоблення. В ландшафтному дизайні актуальне використання діабазових валунів і щебня, в тому числі у створенні сходинок чи елементів ганків, порталів і набережних. В якості внутрішніх елементів оздоблення - кухні, ванні кімнати, столи та ін.

										Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата						

II. Режим роботи підприємства

З огляду орієнтації родовища на місцевий регіон, з урахуванням його кліматичних особливостей, та міцний характер корисної копалини (діабаз) приймаємо однозмінний восьмигодинний режим роботи кар'єру. Після проведення аналізу даних варіанту покладаємо: кількість робочих днів на видобувні роботи по корисній копалині прийняти рівною 275 дням на рік, **загальну** кількість днів на зняття сипкого розкриву – 360, **загальну** кількість днів на відпрацювання скельного розкриву – 510+320 (БВР + транспортно навантажувальні роботи), **загальну** кількість днів на скреперування родючого шару ґрунту – 108.

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата						
Розроб.					Режим роботи підприємства		Літ.	Арк.	Акрушів	
Перевір.									9	
Реценз.										
Н. Контр.										
Затверд.										

III. Виробнича потужність підприємства

Розрахунок річного об'єму корисної копалини, що видобувається :

$$V_i = \frac{\Pi_k}{K_i} = \frac{5\,000}{0,3} = 17\,000 \text{ м}^3/\text{рік}$$

Де : Π_k – річна продуктивність кар'єру по готовій продукції

K_i – коефіцієнт виходу блоків (для кар'єрів облицювального каменю)

Розрахунок об'єму бута, околу і штибу, що отримується попутньо :

$$V_{\text{б.о.ш.}} = V_i - \Pi_k = 17\,000 - 5\,000 = 12\,000 \text{ м}^3/\text{рік}$$

Розрахунок терміну існування кар'єру :

$$t_i = \frac{Z_i}{V_i} = \frac{4\,200\,000}{17\,000} = 247 \text{ років}$$

Де : Z_i – запаси корисних копалин :

$$Z_i = h_{\text{к.к.}} \cdot l_{\text{к.к.}} \cdot b_{\text{к.к.}} = 50 \cdot 420 \cdot 200 = 4\,200\,000 \text{ м}^3$$

Де : $h_{\text{к.к.}} \cdot l_{\text{к.к.}} \cdot b_{\text{к.к.}}$ – параметри покладу (висота, довжина і ширина відповідно)

Розрахунок змінного об'єму робіт, при вийманні сипкого та скельного розкриву :

$$Q_{\text{роз.сип.}}^{\text{зм.}} = \frac{Q_{\text{роз.сип.}}}{N_{\text{дн}} \cdot n_{\text{зм}}} = \frac{420\,000}{360 \cdot 1} = 1167 \text{ м}^3/\text{зм}$$

Де : $Q_{\text{роз.сип.}}$ – загальний об'єм сипкого розкриву

$$Q_{\text{роз.сип.}} = h_{\text{р.сип.}} \cdot l_{\text{р.сип.}} \cdot b_{\text{р.сип.}} = 5 \cdot 420 \cdot 200 = 420\,000 \text{ м}^3$$

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата	Виробнича потужність підприємства	Літ.	Арк.	Акрушів
Розроб.							10	
Перевір.								
Реценз.								
Н. Контр.								
Затверд.								

$$Q_{роз.ск.}^{зм.} = \frac{Q_{роз.ск.}}{N_{дн} \cdot n_{зм}} = \frac{252000}{320 \cdot 1} = 787,5 \text{ м}^3/\text{зм}$$

Де : $Q_{роз.ск.}$ – загальний об'єм скельного розкриву

$$Q_{роз.ск.} = h_{р.сип.} \cdot l_{р.сип.} \cdot b_{р.сип.} = 3 \cdot 420 \cdot 200 = 252000 \text{ м}^3$$

Необхідність відпрацювання скельного розкриву окремим уступом ($H_y = H_{ск}$) та порядком обумовлена його значною кількістю і потужністю.

Розрахунок змінного об'єму робіт, при видобуванні корисної копалини :

$$Q_{к.к.}^{зм.} = \frac{Q_{к.к.}^{рік}}{N_{дн} \cdot n_{зм}} = \frac{17000}{275 \cdot 1} = 62 \text{ м}^3/\text{зм}$$

Де : $Q_{к.к.}^{рік}$ – річний об'єм корисних копалин що видобувається (м.куб)

Враховуючи специфіку блочних кар'єрів та логічну доцільність, котра спирається на геологічні та економічні фактори, створюємо загальну таблицю у якій здійснюємо наочний наближений розподіл планових робіт на перші 8 років існування підприємства. Це дозволить краще зрозуміти та досягнути хід опрацювання курсового проекту та сутність проведення робіт у кар'єрному полі.

					РРКК.ПК16.14.03.11	Арк.
						11
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

Роки Види робіт	1	2	3	4	5	6	7	8	Всього змін (днів):
ЗШРГ	64	30	14	-	-	-	-	-	108
СПР	92	72	60	52	52	32	-	-	360
СКР	60+40	75+45	85+55	75+45	75+45	75+45	35+25	30+20	510+320
КК	100	175	230	275	275	275	275	275	∞

Табл. 2

, де ЗШРГ – зняття шару родючого ґрунту

СПР – відпрацювання/зняття сипкого розкриву

СКР – відпрацювання/зняття скельного розкриву (510+320 відповідно означають число днів на проведення БВР та число днів відведених на транспортно-навантажувальні роботи)

КК – добування корисної копалини (загальна кількість днів буде обмежуватися терміном існування кар'єру, орієнтовний вихід на робочі потужності запланований на 4-й рік опрацювання родовища, звідси і плавне нарощування робочих днів(змін)/рік відповідно прийнятого нормативу)

Варто зауважити, що оскільки раніше було прийнято режим роботи кар'єру в одну восьмигодинну зміну, то кількість змін буде рівною кількості днів опрацювання відповідного типу робіт.

IV. Основні параметри розкриття та системи розробки родовища

Після проведення геометризації та загальної оцінки родовища з урахуванням форми покладу і його розміщення покладаємо прийняти наступну систему розкриття – похилими простими траншеями. Параметрично відпрацювання по корисній копалині буде проводитись уступами висотою 2 м (25 уступів всього) із виходом блоків до 12 м^3 , вагою до 39 т, геометричними розмірами (наближено) ШхДхВ = 3х2х2 м максимум.

Наступний розрахунок параметрів розкривних траншей ґрунтується на виборі автотранспорту. Аналізуючи попередні дані по отриманим наближеним блокам попередньо приймаємо у якості автотранспорту кар'єрний автосамоскид БелАЗ 7540 із вантажопідйомністю 30 т та об'ємом кузова $15.1 (19.2 \text{ м}^3)$. Вибір обґрунтовується значними обсягами розкривних та скельних порід, які необхідно буде транспортувати, та зручним поєднанням можливостей що до транспортування відносно невеликих цільних монолітів корисної копалини із кар'єрного поля.

Ширина основи розрізної траншеї приймається рівною ширині робочої площадки, та дорівнює :

$$A = B + \Pi_1 + \Pi_p + \Pi_n + 2\Pi_o + \Pi_v + \Pi_2 = \\ = 3 + 10 + 10 + 10,2 + 1,5 + 7 + 3 = 44,7 \text{ м}$$

Де : В – ширина відокремлюваного моноліту (3 м)

Π_1 – ширина смуги безпеки між нижньою брівкою уступу та площадкою для розколювання моноліту (10 м)

Π_p – ширина площадки для розколювання монолітів і обколювання блоків (10 м)

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата	Основні параметри розкриття та системи розробки родовища	Літ.	Арк.	Акрушів
Розроб.							13	
Перевір.								
Реценз.								
Н. Контр.								
Затверд.								

Π_n – ширина проїзної частини (для БелАЗ 7540 становить 10,2 м у разі двосмугового)

Π_o – ширина узбіч (для двосмугового руху 1,5 м)

Π_θ – ширина смуги для розміщення допоміжного устаткування (7 м)

Π_2 – ширина смуги безпеки (3 м)

Об'єм розрізної траншеї повного профілю :

$$V_{p.m.} = V_{p.m.}^{p.cup.} + V_{p.m.}^{p.cк.} + V_{p.m.}^{к.к.} = 14860 + 5222 + 2292 = 22374 \text{ м}^3$$

Об'єм розрізної траншеї для сипкого розкриву :

$$\begin{aligned} V_{p.m.}^{p.cup.} &= (v + H_y^{p.cup.} \cdot ctg\alpha) \cdot H_y^{p.cup.} \cdot l_{p.cup.} = \\ &= (44,7 + 5 \cdot ctg60^\circ) \cdot 5 \cdot 62,5 = 14860 \text{ м}^3 \end{aligned}$$

Де : v – ширина основи траншеї (44,7 м)

$H_y^{p.cup.}$ – висота уступу, при вийманні сипкого розкриву (5 м)

α – кут укосу траншеї (60°)

$l_{p.cup.}$ – довжина траншеї

$$l_{p.cup.} = \frac{1000 \cdot H_y^{p.cup.}}{i_k} = \frac{1000 \cdot 5}{80} = 62,5 \text{ м}$$

Об'єм розрізної траншеї для скельного розкриву :

$$\begin{aligned} V_{p.m.}^{p.cк.} &= (v + H_y^{p.cк.} \cdot ctg\alpha) \cdot H_y^{p.cк.} \cdot l_{p.cк.} = \\ &= (44,7 + 3 \cdot ctg60^\circ) \cdot 3 \cdot 37,5 = 5222 \text{ м}^3 \end{aligned}$$

Де : v – ширина основи траншеї (44,7 м)

$H_y^{p.cк.}$ – висота уступу, при вийманні скельного розкриву (3 м)

α – кут укосу траншеї (60°)

$l_{p.cк.}$ – довжина траншеї

$$l_{p.cк.} = \frac{1000 \cdot H_y^{p.cк.}}{i_k} = \frac{1000 \cdot 3}{80} = 37,5 \text{ м}$$

Об'єм розрізної траншеї при видобуванні корисної копалини :

$$\begin{aligned} V_{p.m.}^{к.к.} &= (v + H_y^{к.к.} \cdot ctg\alpha) \cdot H_y^{к.к.} \cdot l_{к.к.} = \\ &= (44,7 + 2 \cdot ctg60^\circ) \cdot 2 \cdot 25 = 2292 \text{ м}^3 \end{aligned}$$

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

Де : v – ширина основи траншеї (25 м)

$H_y^{к.к.}$ – висота уступу (2 м)

α – кут укосу траншеї (60°)

$l_{к.к.}$ – довжина траншеї

$$l_{р.ск.} = \frac{1000 \cdot H_y^{к.к.}}{i_k} = \frac{1000 \cdot 2}{80} = 25 \text{ м}$$

Мінімальна довжина видобувного блоку :

$$D = D_1 + D_2 + D_3 + D_4 = 50 + 20 + 20 + 0,5 = 90,5 \text{ м}$$

Де : D_1 – довжина ділянки підготовки монолітів (50 м)

D_2 – довжина ділянки переміщення монолітів від забою до площадки обробки (20 м)

D_3 – довжина ділянки завантаження блоків і прибирання обколу (20 м)

D_4 – довжина резервної ділянки (0,5 м)

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

V. Розкривні роботи

Аналіз параметрів потужності та характеру розкриву дає змогу прийняти наступні схеми відпрацювання, відповідно, сипкого і скельного розкриву:

- *сипкі розкривні породи* відпрацьовуватимуться одним суцільним уступом ($H_y=5$ м) шляхом екскавації (виймання) та переміщення автотранспортом
- *скельні розкривні породи* відпрацьовуватимуться одним суцільним уступом ($H_y=3$ м) шляхом попереднього рихлення (проведення БВР та ВР), екскавації (виймання) та переміщення автотранспортом. Відносно значна потужність скельного розкриву унеможливорює його супутню виїмку разом із КК та ставить у необхідність виділення окремих видів і фронту робіт що до його відпрацювання. Варто зауважити, також, міцний характер даних порід котрий обумовлює прийняття відповідних оптимальних параметрів БВР та ВР

Окрім цього буде здійснюватися зняття шару родючого ґрунту потужність якого прийнято рівною 0.5 м

Механізацію розкривних робіт буде здійснювати наступний комплекс техніки:

- гідравлічний екскаватор Cat 326 D2L
- автосамоскид БелАЗ 7540
- гідравлічний самохідний буровий станок Sandvik DC120
- скрепер Cat 627H

Технічні характеристики та графічне зображення кожної машини наведені далі.

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата				
Розроб.					Розкривні роботи	Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.							16	
Реценз.								
Н. Контр.								
Затверд.								



Рис. 2 Cat 326 D2L

Двигун	Cat C7.1 АТААС із прямим вприском та робочим об'ємом 7.01 л
Потужність	146 кВт (196 к.с.) за ISO 14396
Об'єм ковша	1.33 м ³ (із рукояттю, стрілою і ковшем для особливо тяжких умов експлуатації)
Тривалість робочого циклу	12 с
Габаритні розміри	3.1 x 3.2 x 10.05 (В x Ш x Д)
Маса	28.5 т
Швидкість повороту платформи	9.6 об/хв
Максимальна глибина копання	6.8 м

Табл. 3 Технічні характеристики Cat 326 D2L

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

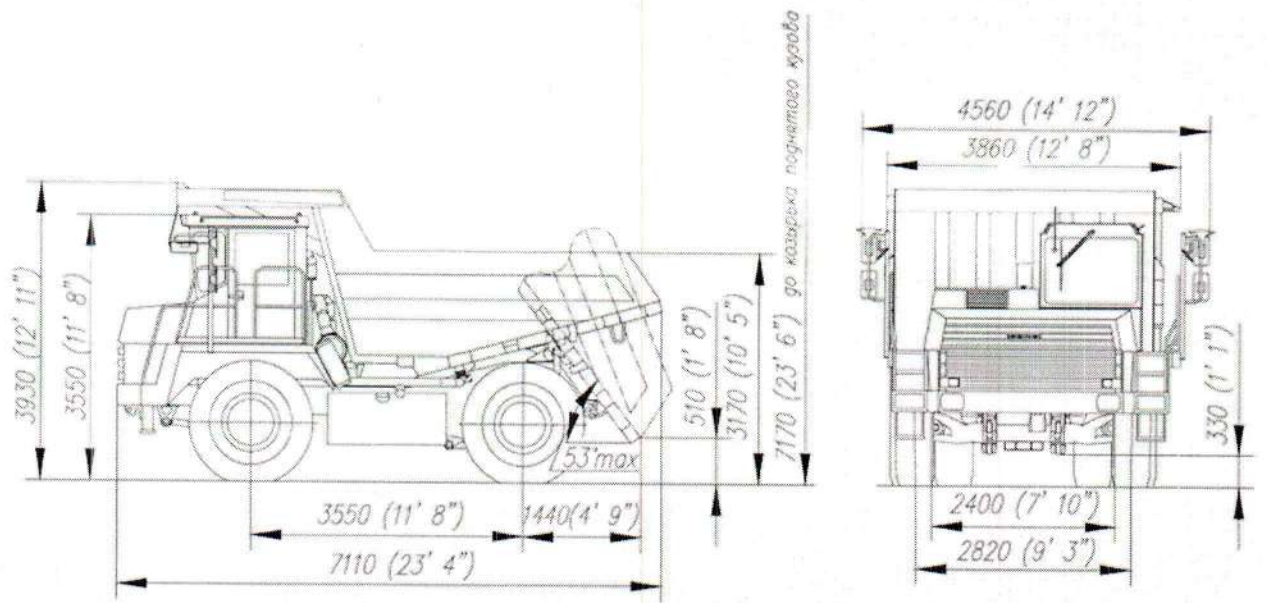


Рис. 3 БелАЗ 7540 із вказаними габаритними розмірами (мм)

Двигун	ЯМЗ-240ПМ2
Потужність	309 кВт
Об'єм кузова	15.1 м ³ геометричний, 19.2 м ³ з шапкою (2:1)
Вантажопідйомність	30 т
Формула трансмісії	5+2
Маса	22.6 т стандартна, 52.6 т повна
Максимальна швидкість	50 км/год
Радіус повороту	8.7 м

Табл. 4 Технічні характеристики БелАЗ 7540

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

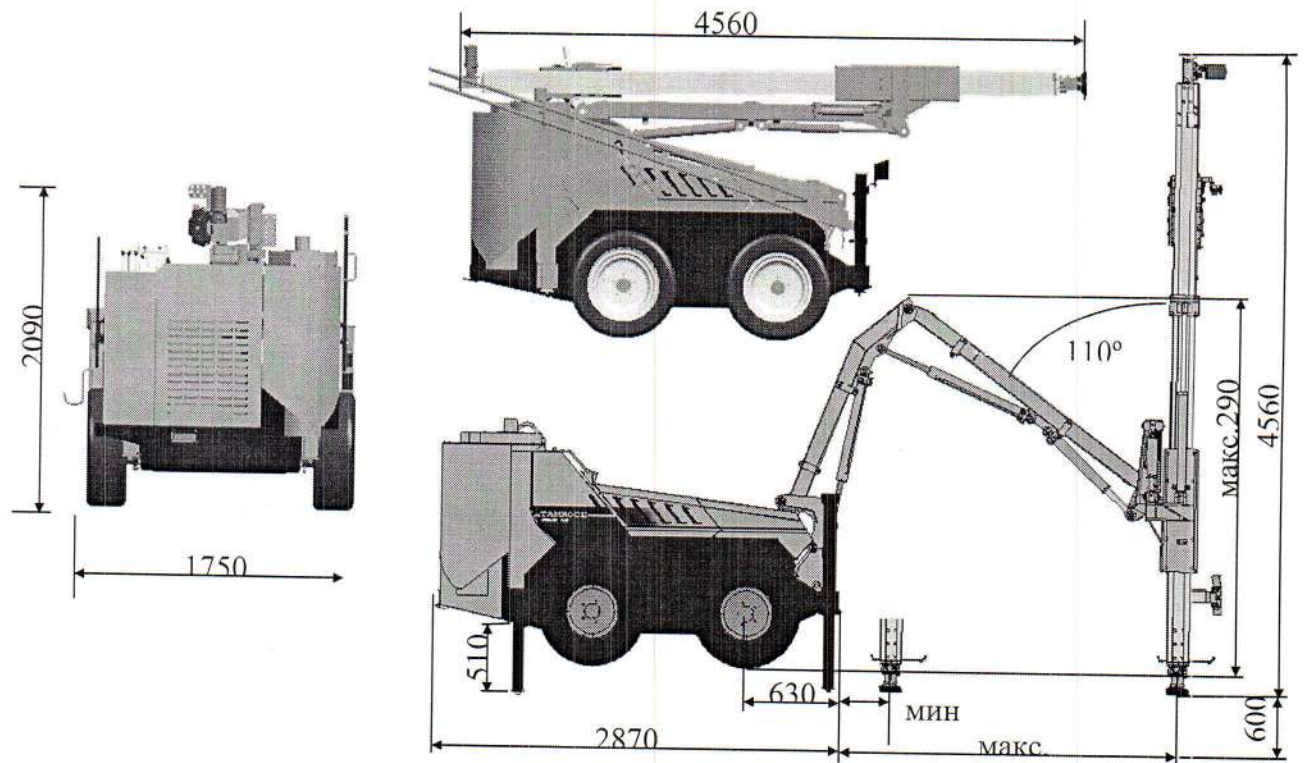


Рис. 4 Sandvik DC120 із вказаними габаритними розмірами (мм)

Гідроперфоратор	Тип	HEX1
	Діаметр шпурів	22-45 мм
	Робочий тиск	100-160 бар
	Частота удару	82 Гц
	Потужність удару	5.5 кВт
	Продування	повітря
Стріла	DB 120 із l=3.8 м	
Поворот стріли	+/- 43 град.	
Висота забурювання	+2.2 м / -4.0 м в боковому і передньому напрямках	
Система пиловловлювання	DC 120 із продуктивністю 5 м ³ /хв. та прощеною фільтрації 4.8 м ²	
Ходова частина	4-колісний привід із пневоколесами зі швидкістю переміщення 3.6 км/год	

Табл. 5 Технічні характеристики Sandvik DC120

										Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата						



Рис. 5 Cat 627H

Двигун	Cat® C9.3 ACERT™
Потужність	216 кВт
Об'єм бункера	18.3 м ³
Номінальна вантажопідйомність	26 т
Максимальна глибина різання	315 мм
Маса	67 т стандартна номінальна
Максимальна швидкість	54 км/год
Габаритні розміри	4.0 x 3.56 x 15.5 (В x Ш x Д)

Табл. 6 Технічні характеристики Cat 627H

										Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата						

На основі технічних характеристик та прийнятих схем відпрацювання проводимо послідовний розрахунок усіх розкривних робіт. У першу чергу – сипкий розкрив.

Технічна продуктивність екскаватора по сипкому розкриву:

$$\Pi_{\text{екс.тех.}}^{\text{спр}} = \frac{3600 E k_e k_z}{T_{\text{цр}}} = \frac{3600 \cdot 1.33 \cdot 0.95 \cdot 1.1}{12} = 364 \text{ м}^3$$

, де $E = 1.33 \text{ м}^3$ – ємність ковша екскаватора

$k_e = 0.95$ – коефіцієнт екскавації при розробці піщаних порід

$k_z = 0.9$ – коефіцієнт забою

$T_{\text{цр}} = 12 \text{ с}$ – тривалість робочого циклу екскаватора

Змінна продуктивність

$$\Pi_{\text{екс.зм}}^{\text{спр}} = \Pi_{\text{екс.тех.}}^{\text{спр}} \cdot T_{\text{зм}} \cdot k_b = 364 \cdot 8 \cdot 0.55 = 1601 \text{ м}^3/\text{зм}$$

, де $k_b = 0.55$ – коефіцієнт використання екскаватору при тупиковій подачі автотранспорту до нього

$T_{\text{зм}} = 8 \text{ годин}$ – тривалість робочої зміни

Необхідна кількість екскаваторів

$$n_{\text{інв}} = k_{\text{зап}} \frac{Q_{\text{роз.сип.}}^{\text{зм.}}}{\Pi_{\text{екс.зм}}^{\text{спр}}} = 1.2 \cdot \frac{1167}{1601} = 0.84 = 1 \text{ штука}$$

, де $k_{\text{зап}}$ – коефіцієнт запасу

Тривалість завантаження самоскиду та її залежність від об'єму кузова

$$\frac{y_m}{k_p} = \frac{1.38}{1.12} = 1.23$$

$$\frac{q_a}{V_a} = \frac{30}{19.2} = 1.56$$

$$1.23 < 1.56$$

$$t_{\text{зав}} = \frac{V_a \cdot k_{\text{вер}} \cdot t_{\text{ц}}}{0.9 \cdot k_{\text{нап}} \cdot E} = \frac{19.2 \cdot 0.2}{0.9 \cdot 1.1 \cdot 1.33} = 3 \text{ хв,}$$

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

де $y_m = 1.38 \text{ т/м}^3$ – щільність породи розкриву

$k_p = 1.12$ – коефіцієнт розпушення породи

$q_a = 30 \text{ т}$ – вантажопідйомність автосамоскиду

$V_a = 19.2 \text{ м}^3$ – об'єм кузова автосамоскиду

$k_{\text{вер}} = 1.15$ – коефіцієнт завантаження самоскиду з верхом (не враховується адже ємність автосамоскиду одразу приймається «з шапкою»)

$k_{\text{нап}} = 1.1$ – коефіцієнт наповнення ковша екскаватора піском

$t_{\text{ц}} = 0.2 \text{ хв}$ – технічна тривалість циклу екскаватора

$E = 1.33 \text{ м}^3$ – ємність ковша екскаватора

Тривалість руху автосамоскиду (завантаженим, порожнім, загальна)

$$T_{\text{зав}} = 60 \cdot \left(\frac{L_{\text{заб}}}{v_{\text{зав.заб}}} + \frac{L_{\text{св}}}{v_{\text{зав.в}}} + \frac{L_{\text{кап.тр.вск}}}{v_{\text{зав.кап.тр.вск}}} + \frac{L_{\text{під.від.}}}{v_{\text{зав.під.від.}}} + \frac{L_{\text{відвал}}}{v_{\text{зав.відвал}}} \right) =$$
$$= 60 \cdot \left(\frac{0.465}{18} + \frac{0.7}{22} + \frac{0.125}{18} + \frac{0.1}{18} + \frac{2}{35} \right) = 8 \text{ хв}$$

$$T_{\text{пор}} = 60 \cdot \left(\frac{L_{\text{заб}}}{v_{\text{пор.заб}}} + \frac{L_{\text{св}}}{v_{\text{пор.в}}} + \frac{L_{\text{кап.тр.вск}}}{v_{\text{пор.кап.тр.вск}}} + \frac{L_{\text{під.від.}}}{v_{\text{пор.під.від.}}} + \frac{L_{\text{відвал}}}{v_{\text{пор.відвал}}} \right) =$$
$$= 60 \cdot \left(\frac{0.465}{22} + \frac{0.7}{25} + \frac{0.125}{30} + \frac{0.1}{30} + \frac{2}{45} \right) = 6 \text{ хв}$$

, де $L_{\text{заб}} = 465 \text{ м}$ – довжина шляху автотранспорту у забої, яку ми прийняли рівною 75% від суми ширини та довжини розкривного горизонту кар'єра

$L_{\text{св}} = 700 \text{ м}$ – прийнятий нами середній шлях автосамоскидів на відвалі

$L_{\text{кап.тр.вск}} = 125 \text{ м}$ – довжина капітальної траншеї по вскриші

$L_{\text{під.від.}} = 100 \text{ м}$ – довжина під'їзної дороги до відвалу

$L_{\text{відвал}} = 2000$ – довжина транспортування розкривних порід до відвалу

v – відповідні швидкості руху по вищеназваних ділянках

$$T_{\text{рух}} = T_{\text{зав}} + T_{\text{пор}} = 8 + 6 = 14 \text{ хв}$$

Час маневрів автосамоскиду

$$t_m = t_{\text{розв.м}} + t_{\text{зав.м}} = 35 + 20 = 55 \text{ с} = 0.92 \text{ хв}$$

, де $t_{\text{розв.м}} = 20 \text{ с}$ – тривалість маневрів при розвантаженні

$t_{\text{зав.м}} = 35 \text{ с}$ – тривалість маневрів при завантаженні

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

Тривалість рейсу автосамоскиду

$$T_p = t_{\text{розвантаження}} + t_m + t_{\text{рух}} + t_{\text{зав}} = 1 + 14 + 0,92 + 3 = 19 \text{ хв}$$

Кількість автосамоскидів, які можуть ефективно використовуватися в комплексі із одним екскаватором

$$N_{\text{р.а.}} = \frac{T_p}{t_{\text{зав}}} = \frac{19}{3} = 7 \text{ штук}$$

Продуктивність автосамоскиду по породі

$$Q_a = \frac{60 \cdot q_a \cdot k_{\text{г.а.}} \cdot k_v \cdot (T_{\text{зм}} - t_{\text{р.п.}})}{T_p} = \frac{60 \cdot 30 \cdot 0,85 \cdot 0,75(8 - 1)}{19} = 422,8 \text{ м}^3/\text{зм}$$

, де $q_a = 30 \text{ т}$ – вантажопідйомність автосамоскиду

$K_v = 0,75$ – коефіцієнт використання машини в часі

$K_{\text{г.п.}} = n_k E_{\text{ув}}/q_a = 14,4 \cdot 1,33 \cdot 1,38/30 = 0,85$ – коефіцієнт вантажопідйомності автосамоскиду

$N_k = V_a/E = 19,2/1,33 = 14,4$ – кількість ковшів екскаватора, що вміщуються у кузові самоскида

$T_{\text{р.п.}} = 1 \text{ год}$ – тривалість регламентних перерв у зміну

Кількість автосамоскидів необхідних для забезпечення потрібної потужності по вскриші

$$n_a = \frac{Q_{\text{в.зм}}}{Q_a} = \frac{1167}{422,8} = 2,76$$

Інвентарний парк автосамоскидів

$$N_{\text{інв.}} = \frac{n_a}{\tau} = \frac{2,76}{0,84} = 4 \text{ штуки}$$

, де τ - коефіцієнт технічної готовності парку

Таким чином для відпрацювання сипкого розкриву за визначену кількість днів нам достатньо буде механізованої «парі» - 1 екскаватор + 4 самоскиди.

										Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата						

Розрахунок скельного розкриву виконується у два прийоми. По-перше – встановлення схеми БВР та ВР і необхідного бурового обладнання. По-друге – розрахунок виймально-навантажувальних робіт, котрий за методикою повністю аналогічний розрахунку сипкої вскриші, але з врахуванням відповідних коефіцієнтів для більш міцної та абразивної гірської породи.

Параметри проведення БВР та ВР встановлюються за табличними даними методичного матеріалу. Необхідні додаткові параметри для розрахунку продуктивності бурового обладнання встановлюються за допомогою пропорційного відношення та залучення формул розрахунку бурової техніки. При цьому враховується наближена міцність скельного розкриву в 10-12 одиниць за шкалою Протодьяконова та, за можливістю, максимальна уніфікація діаметрів шпурів із буровими роботами по корисній копалині.

Ступінь розробки скельного розкриву	Висота уступу, м	Діаметр шпуру, мм	Величина недобуру h до покрівлі першого видобувного уступу, м.	Середня витрата буріння на 100 м^3 підірвано-го скельного розкриву.	Характеристика параметрів вибухового відбивання скельного розкриву
Складний у розробці	1.5 ... 2	40	$h=0.3H$	70...80	Підривання групи шпурових порохових зарядів з відстанню між шпурами 0,8...1,1 м., витратою пороху 350 г/м^3 , ініціювання електрозаймачами

Табл. 7 Характеристики оптимальних параметрів вибухових параметрів скельного розкриву

										Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата						

Коеф. міцності породи	Висота уступу, м	Діаметр шпура, мм	Лінія опору, м	Відстань між шпурами, м	Глибина шпура, м	Вихід породи з одного шпура, м ³	Вага заряду в шпурі, кг	Витрата порошу на 1 м ³ , кг	Об'єми буріння на 100 м ³ , м
12-20	3	40	1	1	2,5	3	1,8	0,6	83,5

Табл. 8 Параметри БВР

Виходячи з цього, загальні об'єми буріння будуть становити:

$$L_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{скр}} \cdot V_{\text{бур}}}{100} = \frac{252000 \cdot 83,5}{100} = 210\,420 \text{ м}$$

Маса необхідної вибухівки

$$m_{\text{заг.вибух.}} = 252000 \cdot 0,6 = 151\,200 \text{ кг}$$

Змінні об'єми буріння (при врахуванні, що на проведення бурових робіт відводиться у 2-3 рази більше змін чим на навантажувальні)

$$L_{\text{зм}} = \frac{L_{\text{заг}}}{n_{\text{змін}}} = \frac{210420}{510} = 413 \text{ м/зм}$$

Для наступного розрахунку бурової техніки користуємося емпіричними формулами за методичними вказівками - «Горные машины» Борисов А.М.

Змінна продуктивність бурового обладнання (Sandvik DC120)

$$Q_{\text{зм}}^{\text{бур}} = v \cdot T \cdot k_{\text{експл.}} = 117,5 \cdot 8 \cdot 0,55 = 517 \text{ м/зм}$$

, де v – швидкість буріння, мм/с

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

$T = 8$ год - тривалість зміни

$K_{\text{експ.}} = 0.55$ – коефіцієнт експлуатаційного використання бурового обладнання

$$v = \frac{125 \cdot A \cdot n_y}{d^2 \cdot P_k} = \frac{125 \cdot 550 \cdot 82}{40^2 \cdot 30} = 117.5 \text{ мм/с}$$

, де $A = 550$ Дж – енергія удару

$N_y = 82$ Hz – частота ударів

$D^2 = 40$ – діаметр шпура

Необхідна кількість бурових машин з урахуванням коефіцієнту запасу (1.2)

$$n_{\text{бм}} = 1.2 \cdot \frac{L_{\text{зм}}}{Q_{\text{зм}}^{\text{бур}}} = 1.2 \cdot \frac{413}{517} = 0.96 = 1 \text{ штука}$$

Таким чином для відпрацювання всього об'єму бурових робіт за визначену кількість днів нам достатньо буде задіяти один гідравлічний самохідний буровий станок Sandvik DC120

Для створення технологічної схеми виймання також обраховуємо значення ширини і висоти розвалу та ширини екскаваторної заходки.

Ширина розвалу (за однорядного підривання)

$$A_{\text{одн}} = K_B \cdot K_\beta \cdot H_y \cdot \sqrt{q_p} = 4 \cdot 1 \cdot 3 \cdot \sqrt{0.6} = 9.29 \text{ м}$$

, де K_B – коефіцієнт, що характеризує підриваємість гірських порід (K_B – 2,5÷3; 3,5÷4; 4,5÷5,5 відповідно для легко-, середньо- та важкопідриваємих порід);

K_β – коефіцієнт, що враховує кут нахилу свердловин до горизонту, рівний

$K_\beta = 1 + 0,5 \sin 2\left(\frac{\pi}{2} - \alpha\right)$, для вертикальних свердловин $K_\beta = 1$;

q_p – питома витрата ВР = 0.6 кг/м³

Ширина розвалу за багаторядним короткосповільненим підриванням (із розрахунку на 3 ряди)

$$A = K_d \cdot A_{\text{одн}} + (n_p - 1) \cdot b = 0.8 \cdot 9.29 + (3 - 1) \cdot 1 = 9.43 \text{ м}$$

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

де K_0 – коефіцієнт дальності викиду підірваної породи, що залежить від часу сповільнення між рядами зарядів та приймається в інтервалі 0,8–1,0.

b – відстань між шпурами = 1 м (приймається що $a=b$ за квадратною сіткою)

Висота розвалу буде становити 0.8 від висоти уступу

$$B_{роз} = 0.8 \cdot h_y = 0.8 \cdot 3 = 2.4 \text{ м}$$

Ширину екскаваторної заходки приймаємо рівною радіусу черпання на рівні стояння (7.8 м)

Розрахунок виймально-навантажувальних робіт для розрихленого у наслідок БВР скельного розкриття аналогічний такому ж розрахунку для сипкого, але з урахуванням відповідних коефіцієнтів і зниженої швидкості руху автосамоскидів.

Технічна продуктивність екскаватора:

$$P_{\text{екс.тех.}}^{\text{скр}} = \frac{3600 E k_e k_z}{T_{\text{цр}}} = \frac{3600 \cdot 1.33 \cdot 0.65 \cdot 0.8}{12} = 207.48 \text{ м}^3$$

, де $E = 1.33 \text{ м}^3$ – ємність ковша екскаватора

$k_e = 0.65$ – коефіцієнт екскавації при розробці скельних порід

$k_z = 0.8$ – коефіцієнт забою

$T_{\text{цр}} = 12 \text{ с}$ – тривалість робочого циклу екскаватора

Змінна продуктивність

$$P_{\text{екс.зм}}^{\text{скр}} = P_{\text{екс.тех.}}^{\text{скр}} \cdot T_{\text{зм}} \cdot k_b = 207.48 \cdot 8 \cdot 0.55 = 913 \text{ м}^3/\text{зм}$$

, де $K_b = 0.55$ – коефіцієнт використання екскаватору при тупиковій подачі автотранспорту до нього

$T_{\text{зм}} = 8 \text{ годин}$ – тривалість робочої зміни

Необхідна кількість екскаваторів

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

$$n_{\text{інв}} = k_{\text{зап}} \frac{Q_{\text{роз.скр.}}^{\text{зм.}}}{\Pi_{\text{екс.зм}}^{\text{скр}}} = 1.2 \cdot \frac{787.5}{913} = 1.03 = 1 \text{ штука}$$

, де $k_{\text{зап}}$ – коефіцієнт запасу

Тривалість завантаження самоскиду та її залежність від об'єму кузова

$$\frac{y_m}{k_p} = \frac{2.2}{1} = 2.2$$

$$\frac{q_a}{V_a} = \frac{30}{19.2} = 1.56$$

$$2.2 > 1.56$$

$$t_{\text{зав}} = \frac{V_a \cdot k_{\text{вер}} \cdot t_{\text{ц}}}{0.9 \cdot k_{\text{нап}} \cdot E} = \frac{19.2 \cdot 0.2}{0.9 \cdot 0.8 \cdot 1.33} = 4 \text{ хв}$$

де $y_m = 2.2 \text{ т/м}^3$ – щільність породи скельного розкриву

$k_p = 1$ – коефіцієнт розпушення породи

$q_a = 30 \text{ т}$ – вантажопідйомність автосамоскиду

$V_a = 19.2 \text{ м}^3$ – об'єм кузова автосамоскиду

$k_{\text{вер}} = 1.15$ – коефіцієнт завантаження самоскиду з верхом (не враховується адже ємність автосамоскиду одразу приймається «з шапкою»)

$k_{\text{нап}} = 0.8$ – коефіцієнт наповнення ковша екскаватора

$t_{\text{ц}} = 0.2 \text{ хв}$ – технічна тривалість циклу екскаватора

$E = 1.33 \text{ м}^3$ – ємність ковша екскаватора

Тривалість руху автосамоскиду (завантаженим, порожнім, загальна)

$$T_{\text{зав}} = 60 \cdot \left(\frac{L_{\text{заб}}}{v_{\text{зав.заб}}} + \frac{L_{\text{св}}}{v_{\text{зав.в}}} + \frac{L_{\text{кап.тр.вск}}}{v_{\text{зав.кап.тр.вск.}}} + \frac{L_{\text{під.від.}}}{v_{\text{зав.під.від.}}} + \frac{L_{\text{відвал}}}{v_{\text{зав.відвал}}} \right) =$$

$$= 60 \cdot \left(\frac{0.465}{17} + \frac{0.7}{21} + \frac{0.125}{17} + \frac{0.1}{18} + \frac{2.5}{32} \right) = 9 \text{ хв}$$

$$T_{\text{пор}} = 60 \cdot \left(\frac{L_{\text{заб}}}{v_{\text{пор.заб}}} + \frac{L_{\text{св}}}{v_{\text{пор.в}}} + \frac{L_{\text{кап.тр.вск}}}{v_{\text{пор.кап.тр.вск.}}} + \frac{L_{\text{під.від.}}}{v_{\text{пор.під.від.}}} + \frac{L_{\text{відвал}}}{v_{\text{пор.відвал}}} \right) =$$

$$= 60 \cdot \left(\frac{0.465}{22} + \frac{0.7}{25} + \frac{0.125}{30} + \frac{0.1}{30} + \frac{2.5}{45} \right) = 7 \text{ хв}$$

, де $L_{\text{заб}} = 465 \text{ м}$ – довжина шляху автотранспорту у забої, яку ми прийняли рівною 75% від суми ширини та довжини розкривного горизонту кар'єра

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

$L_{\text{св}} = 700$ м – прийнятий нами середній шлях автосамоскидів на відвалі

$L_{\text{кап.тр.вск}} = 125$ м – довжина капітальної траншеї по вскриші

$L_{\text{під.від.}} = 100$ м – довжина під'їзної дороги до відвалу

$L_{\text{відвал}} = 2500$ – довжина транспортування розкривних порід до відвалу

v – відповідні швидкості руху по вищеназваних ділянках

$$T_{\text{рух}} = T_{\text{зав}} + T_{\text{пор}} = 9 + 7 = 16 \text{ хв}$$

Час маневрів автосамоскиду

$$t_{\text{м}} = t_{\text{розв.м}} + t_{\text{зав.м}} = 35 + 20 = 55 \text{ с} = 0.92 \text{ хв}$$

, де $t_{\text{розв.м}} = 20$ с – тривалість маневрів при розвантаженні

$t_{\text{зав.м}} = 35$ с – тривалість маневрів при завантаженні

Тривалість рейсу автосамоскиду

$$T_{\text{р}} = t_{\text{розвантаження}} + t_{\text{м}} + t_{\text{рух}} + t_{\text{зав}} = 1 + 16 + 0,92 + 4 = 22 \text{ хв}$$

Кількість автосамоскидів, які можуть ефективно використовуватися в комплексі із одним екскаватором

$$N_{\text{р.а.}} = \frac{T_{\text{р}}}{t_{\text{зав}}} = \frac{22}{4} = 5.5 \text{ штук}$$

Продуктивність автосамоскиду по породі

$$Q_{\text{а}} = \frac{60 \cdot q_{\text{а}} \cdot k_{\text{г.а}} \cdot k_{\text{в}} \cdot (T_{\text{зм}} - t_{\text{р.п.}})}{T_{\text{р}}} = \frac{60 \cdot 30 \cdot 1.4 \cdot 0.75(8 - 1)}{22} = 602 \text{ м}^3/\text{зм}$$

, де $q_{\text{а}} = 30$ т – вантажопідйомність автосамоскиду

$k_{\text{в}} = 0.75$ – коефіцієнт використання машини в часі

$k_{\text{г.п.}} = n_{\text{к}} E_{\text{в}} / q_{\text{а}} = 14.4 \cdot 1.33 \cdot 2.2 / 30 = 1.4$ – коефіцієнт вантажопідйомності автосамоскиду

$N_{\text{к}} = V_{\text{а}} / E = 19.2 / 1.33 = 14.4$ – кількість ковшів екскаватора, що вміщуються у кузові самоскида

$T_{\text{р.п.}} = 1$ год – тривалість регламентних перерв у зміні

Кількість автосамоскидів необхідних для забезпечення потрібної потужності по скельній вскриші

					Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата	

$$n_a = \frac{Q_{в.зм}}{Q_a} = \frac{787.5}{602} = 1.31$$

Інвентарний парк автосамоскидів

$$N_{інв.} = \frac{n_a}{\tau} = \frac{1.31}{0.84} = 1.53 = 2 \text{ штуки}$$

, де τ - коефіцієнт технічної готовності парку

Таким чином для відпрацювання скельного розкриву за визначену кількість днів нам достатньо буде механізованої «парі» - 1 екскаватор + 2 самоскиди. Варто зауважити, що різниця у 2 машини із сипким розкривом також буде враховуватися при організації робіт в кар'єрному полі. Це означає, що черговість відпрацювання породи матиме такий вигляд, при якому не відбувається простою або нестачі вільних автосамоскидів. Наприклад: паралельне проведення робіт по скельному розкриву і відвантаження відокремлених блоків/монолітів (2+1 задіяні самоскиди) або проведення бурових робіт по скельній вскриші та навантаження сипкої (4 задіяні автосамоскиди) чи інші варіації вищевказаного.

Розрахунок скреперування при врахуванні оціненої потужності шару родючого ґрунту рівної 0.5 м

Довжина похилого забою

$$L_3 = \frac{E \cdot k_{ск}}{b_k \cdot h_{ск}} = \frac{18.3 \cdot 0.95}{3.1 \cdot 0.31} = 18.1 \text{ м}$$

, де $E = 18.3 \text{ м}^3$ – ємність ковша скреперу

$K_{ск} = 0.95$ – коефіцієнт екскавації скреперу

$B_k = 3.1$ – ширина ріжучої кромки ковша

$H_{ск} = 0.31$ – товщина шару, що зрізує скрепер

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

Тривалість руху завантаженого і порожнього скрепера

$$t_{\text{зав}} = \frac{L}{v_{\text{зав}}} = \frac{550}{65} = 8.5 \text{ хв}$$
$$t_{\text{пор}} = \frac{L}{v_{\text{пор}}} = \frac{550}{90} = 6.1 \text{ хв}$$

, де $L = 550$ м – відстань транспортування ґрунту скрепером до відвалу
 v – відповідні швидкості руху скрепера завантаженим і порожнім, м/хв.

Тривалість робочого циклу скрепера

$T_{\text{цп}} = t_{\text{зап}} + t_{\text{зав}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{р}} + t_{\text{доп}} = 1 + 8.5 + 6.1 + 0.5 + 1 = 17.1 \text{ хв}$
, де $t_{\text{зап}}$, $t_{\text{р}}$, $t_{\text{доп}}$ рівні відповідно 1, 0,5 та 1 хвилинам і означають тривалість наповнення ковша, розвантаження скрепера та допоміжних операцій

Змінна експлуатаційна продуктивність скрепера

$$П_{\text{ск.зм.}} = \frac{60 \cdot E \cdot T_{\text{зм}} \cdot k_{\text{вск}} \cdot k_{\text{ск}}}{T_{\text{ц.р.}}} = \frac{60 \cdot 18.3 \cdot 0.95 \cdot 8 \cdot 0.8}{17.1} = 390.4 \text{ м}^3/\text{зм}$$

, де $k_{\text{вск}} = 0.8$ – коефіцієнт використання скрепера

Загальна оцінка тривалості скреперування

$$t_{\text{скреперування}} = \frac{V_{\text{ршг}}}{П_{\text{ск.зм.}}} = \frac{42000}{390.4} = 108 \text{ днів}$$

, де $V_{\text{ршг}}$ – об'єм родючого шару ґрунту в кар'єрному полі

$$V_{\text{ршг}} = 420 \cdot 200 \cdot 0.5 = 42\,000 \text{ м}^3$$

Таким чином для зняття всього шару родючого ґрунту знадобиться 1 скрепер із розрахунку виділення на цей вид робіт 108 днів.

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

З огляду на картограму тріщинуватості масиву (враховуючи кратність відстаней між тріщинами) приймаємо розмір моноліту, що підлягає відокремленню від масиву, рівним 9х6х2 м (ДхШхВ) із об'ємом 108 м³. Надалі моноліт поділятиметься на 6 блоків розміром 2х3х2 м (ДхШхВ) із об'ємом 12 м³ кожний (сумарно 72 м³). Дані параметри цілком задовольняють змінну продуктивність та забезпечать випередження робіт із «запасом».

Поділ одного відділеного моноліту на блоки передбачене за одну зміну. Відділення моноліту – за 1.5-2 зміни. Тривалість буде обмежуватися тільки технічною продуктивністю обладнання та факторами вторинного впливу на хід робочого процесу.

Процес відділення моноліту від масиву забезпечується алмазно-канатним розпилюванням установкою Atlas Copco SPEEDCUT (рис. 6) із заданою продуктивністю по діабазу 3.5 м²/год.

Діаметр основного маховика	1000 мм
Обертання основного маховика	320° град.
Швидкість алмазного ріжучого елемента (діапазон)	0-45 м/с
Направляюча маховика, діаметр	425 мм
Двигун	100 к/с (75 кВт)
Температурний діапазон	-20° С до +45° С
Додаткові системи	PLC, PMI
Продуктивність	2-8 м ² /год

Табл. 9 Технічні характеристики Atlas Copco SPEEDCUT

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

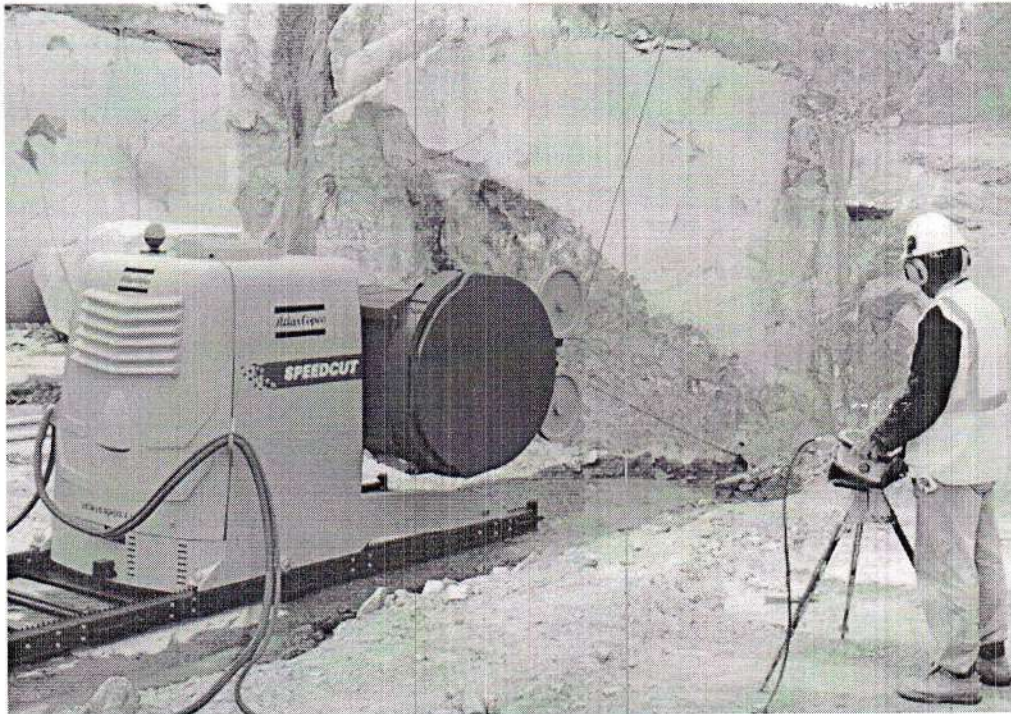


Рис. 6

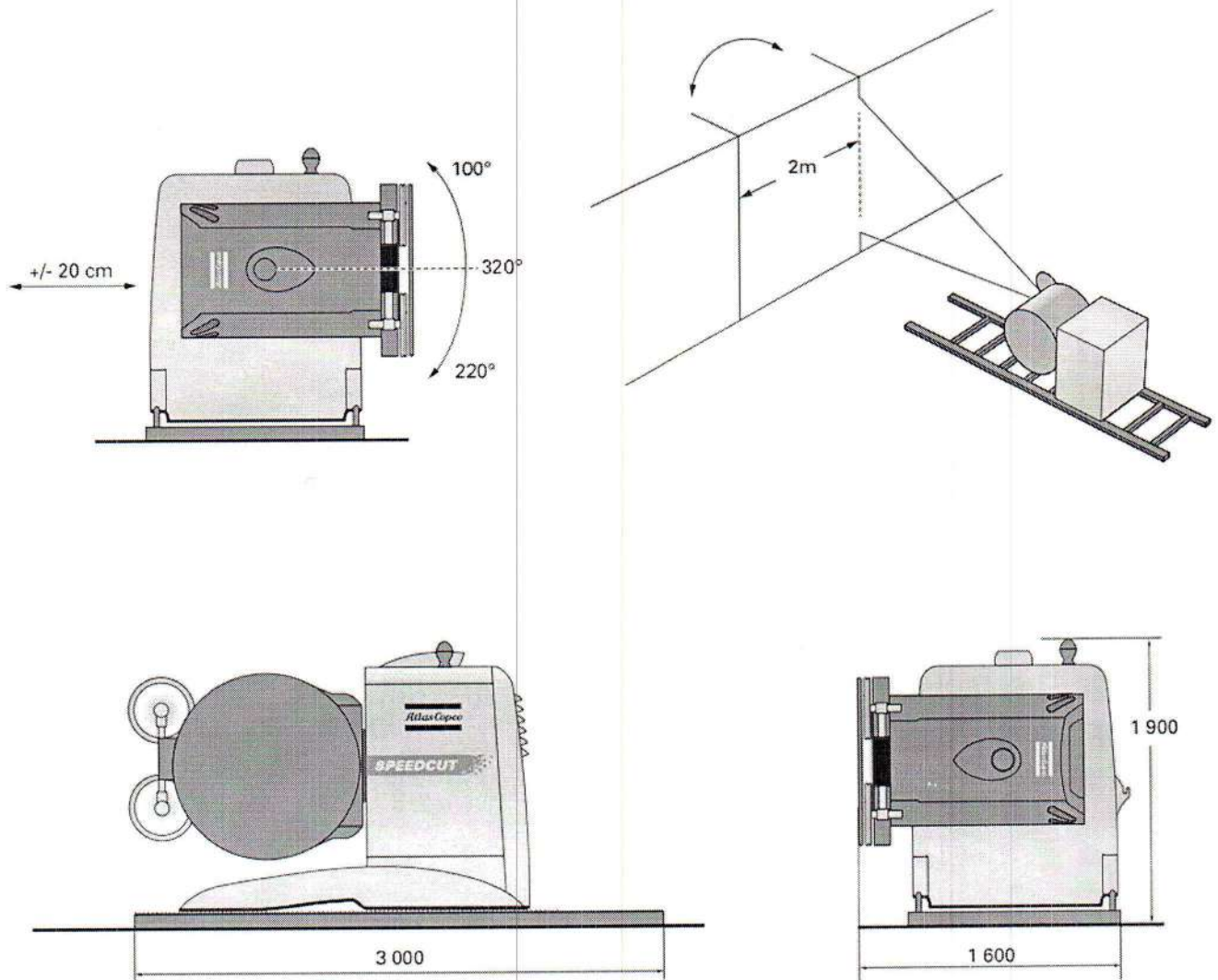
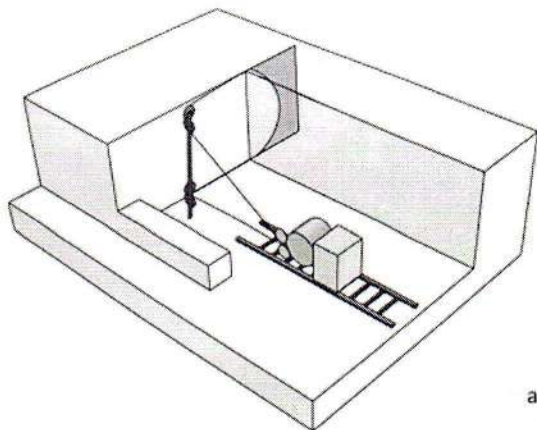
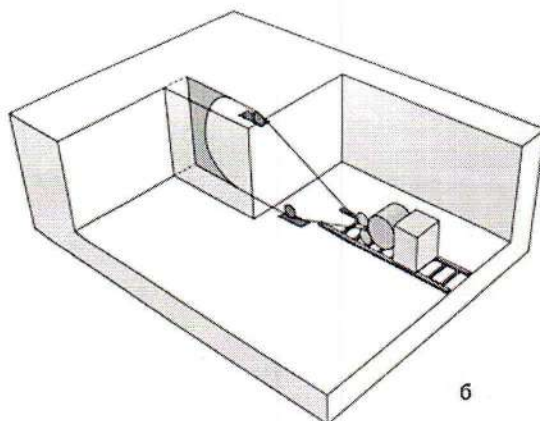


Рис. 7 Atlas Copco SPEEDCUT із вказаними габаритними розмірами (мм)

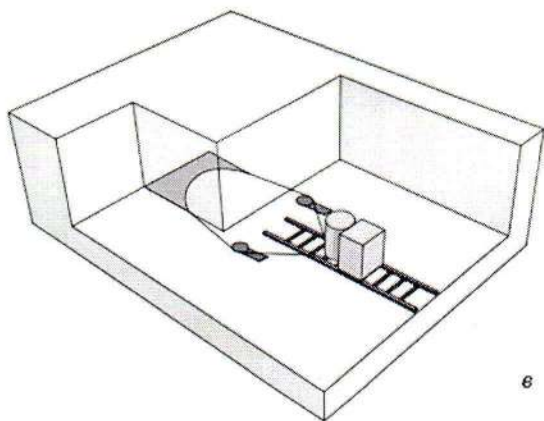
					Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата	



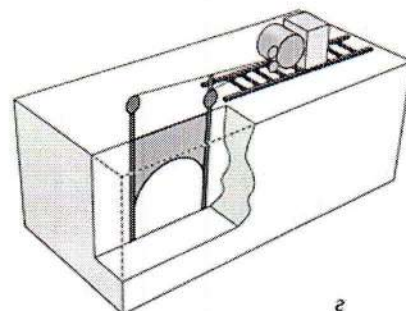
а



б



в



г

Рис. 8 Зони різання Atlas Copco SPEEDCUT

а – під кутом 90° град., б – зарізання/опилювання, в – горизонтальне пиляння, г – «сліпе» пиляння через отвори (шпури або свердловини)

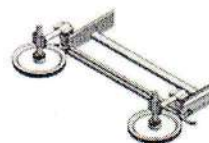


Рис. 9 Варіанти виконання напрямних роликів, маховиків, стійок

Загальна площа різку одного моноліту (із розрахунку на дві грані по 12 м² та одну 18 м²)

$$S_{\text{мон.різ.}} = 2 \cdot 9 + 2(2 \cdot 6) = 42 \text{ м}^2$$

Змінна продуктивність алмазно-канатної установки

$$Q_{\text{зм}}^{\text{ал.кан.}} = v \cdot T \cdot k_{\text{експл.}} = 3.5 \cdot 8 \cdot 0.8 = 22.4 \text{ м}^2/\text{зм}$$

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

, де v – швидкість пиляння, м/год

$T = 8$ год - тривалість зміни

$K_{\text{експ.}} = 0.8$ – коефіцієнт експлуатаційного використання обладнання

Приймаємо кількість установок рівною двом, за нестачею змінної продуктивності. Тоді пропорційно:

$$Q_{\text{ЗМ}}^{\text{ал.кан.}} = 22.4 \cdot 2 = 44.8 \text{ м}^2/\text{зм}$$

Таким чином для здійснення всього об'єму робіт по відокремленню монолітів від масиву нам достатньо буде задіяти дві алмазно-канатні установки **Atlas Copco SPEEDCUT**

Обґрунтування гідроклинового способу поділу моноліту на блоки базується на понятті «знос розколу».

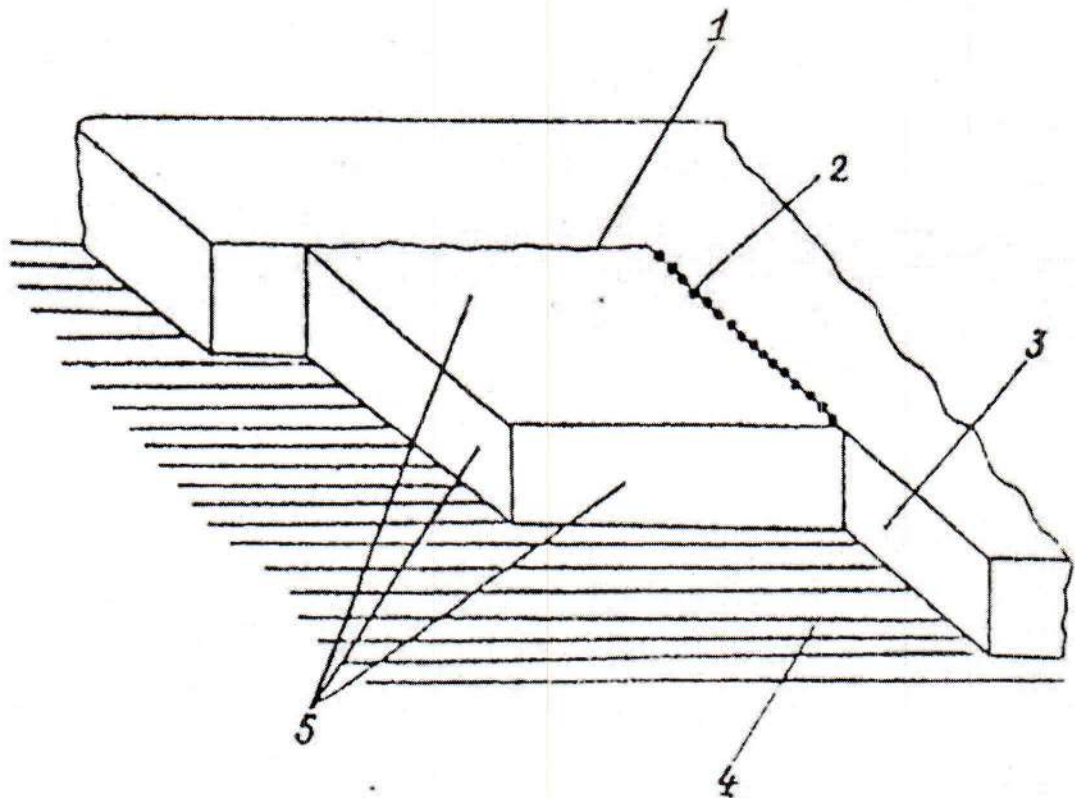


Рис. 10 Оптимальні умови відколу моноліту (блоку) від масиву гідроклинами
1- вертикальна тріщина; 2 – площа відколу по шпурам пробуреним стрічково; 3 – площа відколу; 4 – пластова тріщина; 5 – вільні площини оголення

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

Поняття «знос розколу» являє собою утворення діагонального зколу, направлено під кутом до наміченої площини відколу при гідроклиновому способі відокремлення. Це потребує обґрунтування граничної висоти моноліту відколу. У нашому випадку ця висота обмежується висотою уступа, яка в свою чергу обмежується сіткою пластових тріщин (2 м). Порівнюючи дане значення із наведеними прикладами по іншим родовищам блочного каменю (рис. 11), а в першу чергу нас цікавить сліпчицький габро-норит через певні фізико-геологічні схожості із діабазом, можливо зробити висновок про доцільність використання гідроклинів на нашому родовищі.

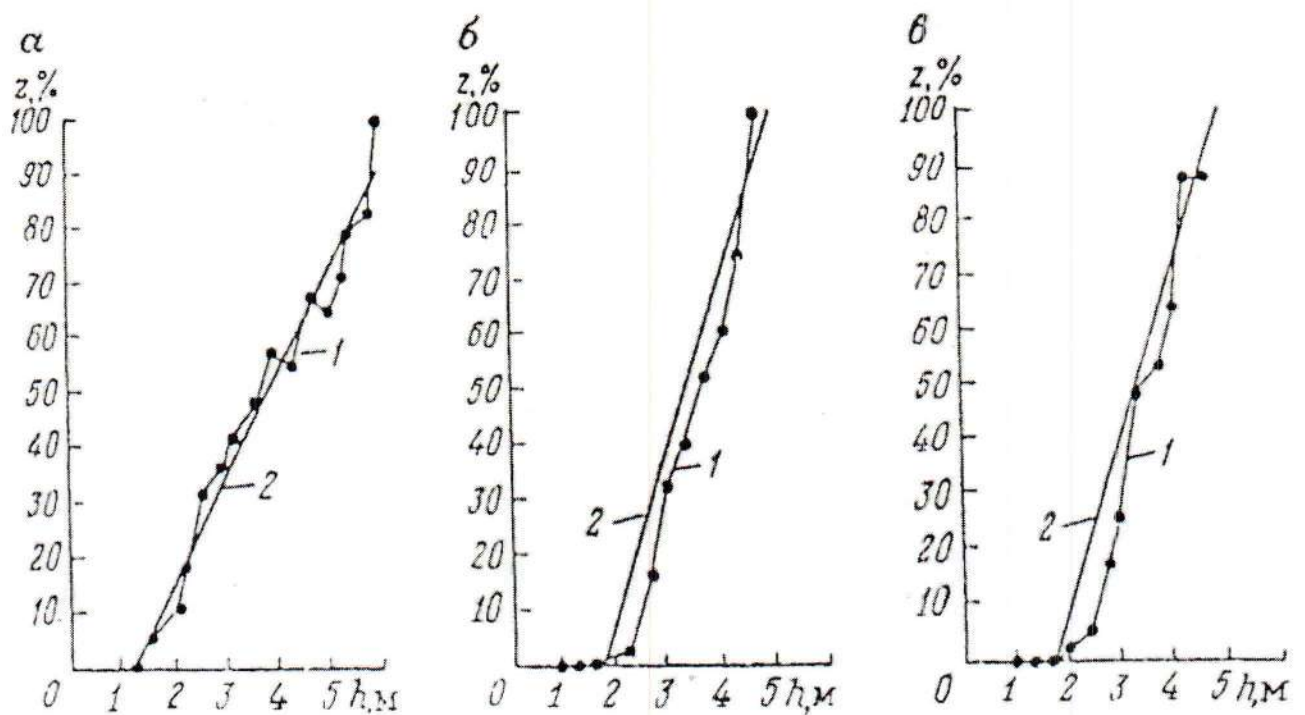


Рис. 11 Залежність частоти діагонального зколу каменю Z від висоти моноліту розколу h
 а – корнинський граніт; б – головинський лабрадорит; в – сліпчицький габро-норит;
 1 – дані промислових вимірів; 2 – розрахункові дані

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

Для подальших розрахунків приймаємо наступні вихідні дані:

1. Змінна продуктивність, по факту, становить 72 м^3
2. Загалом приймаємо 6 блоків визначеного типорозміру (ДхШхВ = $2 \times 3 \times 2 \text{ м}$)
3. За умов необхідних площин відокремлення загальна площа відколу буде становити 88 м^2 . Це число формується із розрахунку 6 граней по 6 м^2 ($2 \cdot 3$), 4 граней по 4 м^2 ($2 \cdot 2$) і 6 підрізних граней по 6 м^2 ($2 \cdot 3$). Приклад вибірових площин розклинювання зображений на ескізі (рис. 12)
4. Експериментально встановлено, що опір вивержених порід при відколі менший ніж межа міцності на розтяг в 3-7 раз. Відповідно для діабазу $\delta_{\text{відколу}} = 55 \text{ МПа}$.
5. За значенням $\delta_{\text{відколу}}$ приймаємо гідроклинову установку «Дарда» типу SPGV-A

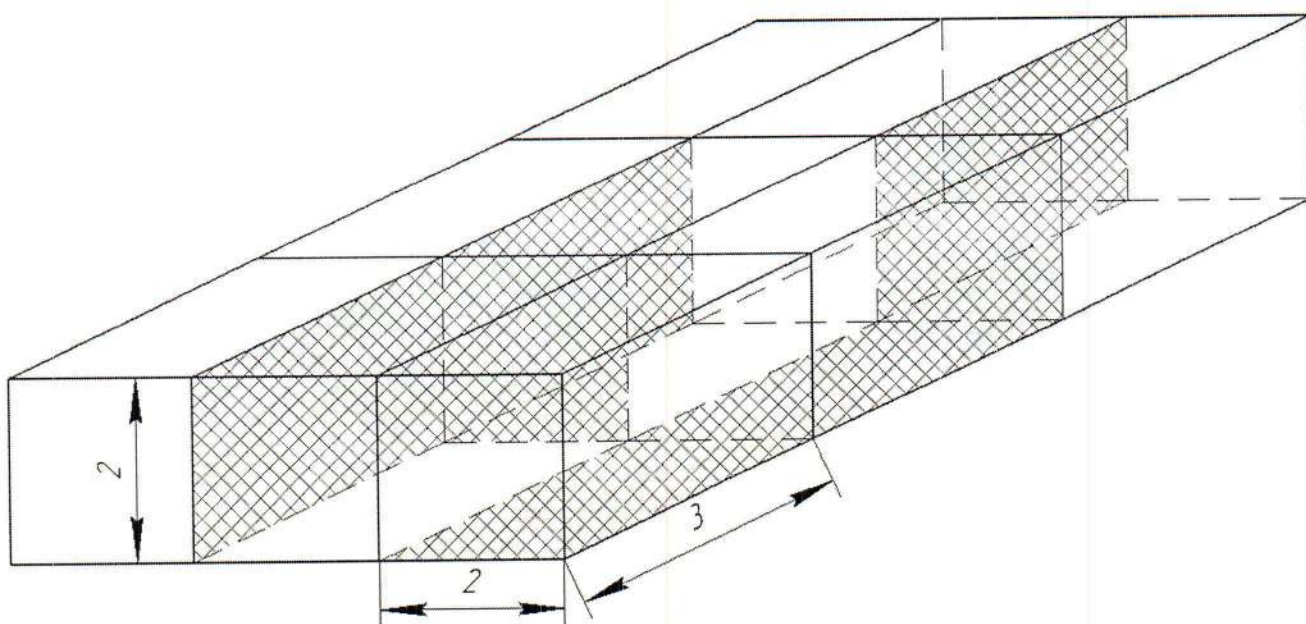


Рис. 12 Ескізне зображення вибірових площин відколу блоків (розміри вказані в метрах)

										Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата						

Параметри	SPGV-A
Розколювальне зусилля, кН	6270
Величина розсунення щічок, мм	12
Робочий тиск у системі, МПа	50
Параметри шпурів, мм:	
Діаметр	40-45
Мінімальна глибина	650
Максимальна кількість під'єднаних клинів	5
Характеристика насоса	Atlas Copco
Тип двигуна	MZF42
Потужність двигуна, кВт	3.4
Продуктивність, л/хв	5.3
Частота обертання, об/хв	2350
Об'єм резервуару, л	5.5
Габаритні розміри (ДхШхВ), мм	1180x650x730
Маса, кг	31 + 113

Табл. 10 Технічні характеристики SPGV-A

Площа відколу на один закладний клин

$$S_o = K \cdot \left(1 + \frac{DU}{\delta_{\text{відколу}} \cdot 1} \right) = 1 \cdot \left(1 + \frac{50 \cdot 0.22}{1 \cdot 55} \right) = 1.2 \text{ м}^2$$

, де $K = 1$ – коефіцієнт анізотропних властивостей породи при відколі за напрямом найкращої розколюваності каменю

Питома величина ослаблення площини розколювання додатковими шпурами

$$U = \frac{Z \cdot d}{S} = \frac{55,6 \cdot 0.04}{10} = 0.22$$

, де $d = 40$ – діаметр шпура, мм

$S = 10 \text{ м}^2$ – площа відколу (на один блок дві грані по 4 і 6 м^2)

Сумарна довжина послаблюючих шпурів пробурених в площі розколу

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

$$Z = \frac{M}{A} \cdot hK_H = \frac{5}{0.18} \cdot 2 \cdot 1 = 55,6 \text{ м}$$

, де $M = 5 \text{ м}$ – сумарна довжина лінії відколу

$A = 0.18 \text{ м}$ – крок буріння послаблюючих шпурів. Прийнятий із розрахунком збільшення на 35% за умови застосування потужних гідроклинів.

$h = 2 \text{ м}$ – глибина шпура. Прийнята номінальною до висоти блоку, але по факту буде мати нерівномірне значення через застосування емпірично виведеної схеми буріння.

$K_H = 1$ – коефіцієнт нерівномірності оббурювання

Кількість гідроклинів для відколу

$$n_k = \frac{L \cdot H}{S_o} = \frac{5 \cdot 2}{1.2} = 8,3 = 9 \text{ штук}$$

, де $L = 5 \text{ м}$ – довжина відколу

$H = 2 \text{ м}$ – висота моноліту відколу

Змінна експлуатаційна продуктивність гідроклинової установки по площі поверхні відколу

$$S_M = \frac{60 \cdot S_o \cdot T \cdot \mu \cdot n}{t_p + t_x + t_{\text{пер}} + t_{\text{доп}}} = \frac{60 \cdot 1.2 \cdot 8 \cdot 0.7 \cdot 5}{3 + 1.5 + 1.5 + 15} = 96 \text{ м}^2/\text{зм}$$

, де $n = 5$ – число гідроклинів в установці

$t = 3; 1,5; 1,5; 15 \text{ хв}$ – час робочого, зворотного ходу гідроклинів, перестановки клину та допоміжних операцій

$\mu = 0.7$ – коефіцієнт використання установки в часі

Змінна експлуатаційна продуктивність цілком задовольняє попередньо прийняту змінну продуктивність по відколу ($96 \text{ м}^2 > 88 \text{ м}^2$) тому для забезпечення виробничих потреб приймаємо одну установку гідроклинів «Дарда» **SPGV-A**

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

Розрахунок необхідних об'ємів бурових робіт проводимо за аналогією до бурових робіт по скельному розкриву, але з урахуванням збільшеної міцності породи ($P_k=45$) та збільшеного коефіцієнта експлуатаційного використання бурового обладнання.

Змінні об'єми буріння

$$L_{зм} = Z \cdot n_{бл} = 55,6 \cdot 6 = 333,6 \text{ м/зм}$$

, де $n_{бл} = 6$ - кількість блоків

Змінна продуктивність бурового обладнання (Sandvik DC120)

$$Q_{зм}^{бур} = v \cdot T \cdot k_{експл.} = 70,5 \cdot 8 \cdot 0,7 = 394,8 \text{ м/зм}$$

, де v – швидкість буріння, мм/с

$T = 8$ год - тривалість зміни

$K_{експ.} = 0,7$ – коефіцієнт експлуатаційного використання бурового обладнання

$$v = \frac{125 \cdot A \cdot n_y}{d^2 \cdot P_k} = \frac{125 \cdot 550 \cdot 82}{40^2 \cdot 45} = 70,5 \text{ мм/с}$$

, де $A = 550$ Дж – енергія удару

$N_y = 82$ Hz – частота ударів

$D^2 = 40$ – діаметр шпура

Таким чином для здійснення всього об'єму змінних бурових робіт по відокремленню блоків нам достатньо буде задіяти один гідравлічний самохідний буровий станок Sandvik DC120

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

VII. Вантажні роботи

Процес навантаження блоків та підбору навантажувального устаткування на пряму пов'язаний із транспортом що використовується у кар'єрному полі і залежить від виду автосамоскидів у тому числі. Оскільки у минулих розділах вже було наведене обґрунтування що до вибору БелАЗ 7540, варто лише вказати основні критерії міркування в ході вибору крану для потреб відтягування блоків із забою до місця обробки і завантаження/розвантаження блоків на автотранспорт:

- максимальна вага відокремлюваного блоку буде обмежуватися 32-39 тонами
- при змінній продуктивності в 62 м^3 по КК, змінний тоннаж переміщуваних блоків буде становити близько 200 т
- наближено покладемо, що завантаженню/розвантаженню підлягають блоки вагою до 20-28 т максимум
- для уникнення ризику при проведенні вантажних та стропувальних робіт в обов'язковому порядку враховується 15-30 % запас вантажопідйомності устаткування

Із врахуванням всього вищенаведеного приймаємо рішення обрати пневмоколісний кран КС-6362 із вантажопідйомністю 40 (6.2) тон. Він цілковито задовольнить увесь спектр вимог що до вантажних робіт по блокам. Технічна характеристика КС-6362, розрахунок продуктивності та його зображення наведені нижче.

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата			
Розроб.					Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.						1	1
Реценз.							
Н. Контр.							
Затверд.							

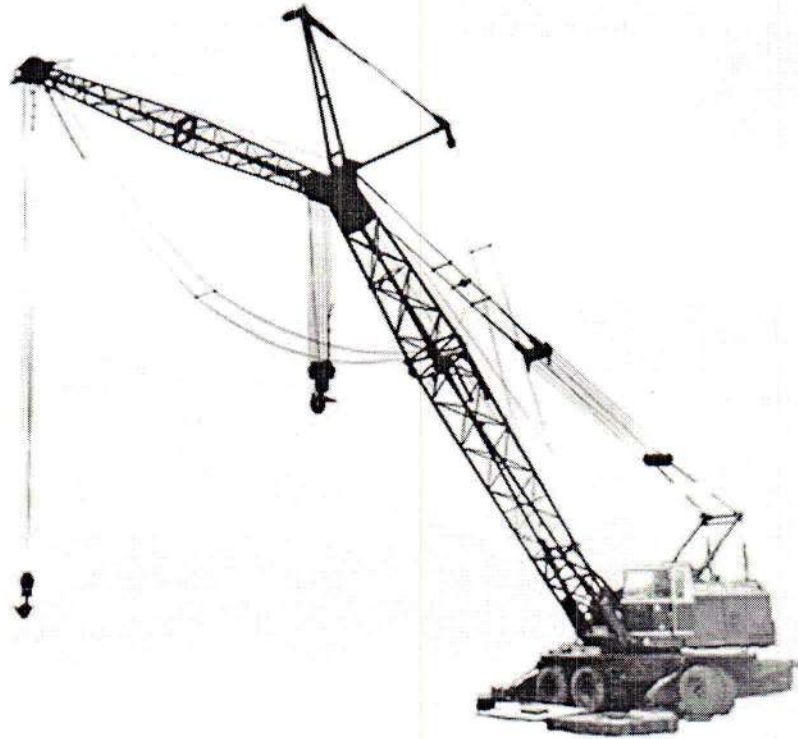


Рис. 12 KC-6362

Тип	Довжина стріли, м	Виліт стріли, м	Вантажопідйомність, т	Максимальна висота підйому крану, м	Швидкість підйому вантажу, м/хв	Швидкість пересування крану, м/хв	Тривалість повороту крану на 30°, хв	Тривалість повороту крану на 135°, хв
KC-6362	15	4,5-14	40-6,4	14,5-8,3	2,6	150	0,45	0,68

Табл. 11 Технічні характеристики KC-6362

Змінна продуктивність буде становити

$$Q_{\text{кран}} = \frac{60 \cdot G \cdot T_{\text{ЗМ}} \cdot K_i \cdot K_{\text{ВВ}}}{t_{\text{Ц}}} = \frac{60 \cdot 40 \cdot 0.8 \cdot 0.35 \cdot 8}{11.2} = 480 \text{ Т/ЗМ}$$

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

, де G – вантажопідйомність крану

$K_i = 0.35$ – коефіцієнт використання крана в часі

$K_{вв} = 0.8$ – коефіцієнт нормативний коефіцієнт використання вантажопідйомності

$T_{ц}$ – тривалість циклу, хв.

$$t_{ц} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 = 2,5 + 2,5 + 1,5 + 2,5 + 1,5 + 0,68 = 11.2 \text{ хв}$$

, де t_{1-6} – відповідно, тривалість зацепки блоку, підйому вантажу, робочого повороту крану, опускання вантажу, розвантаження, холостого повороту крану, хв

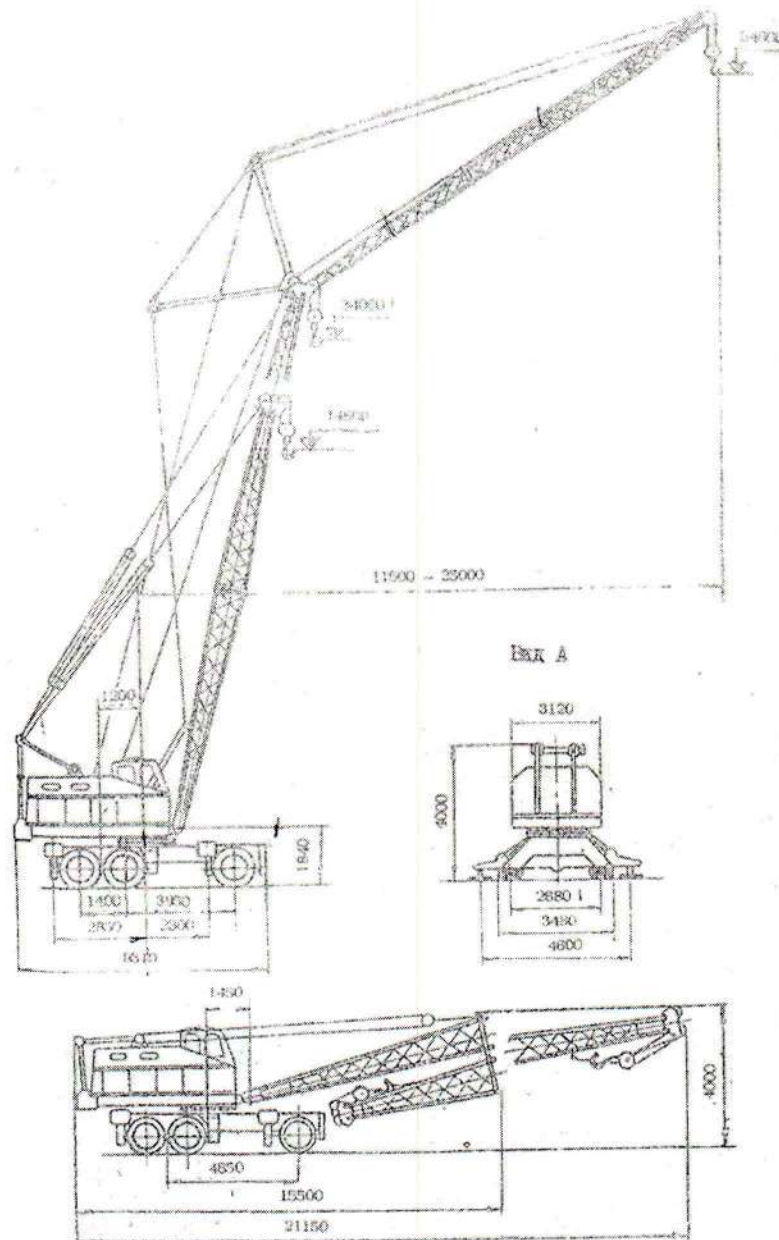


Рис. 13 Габаритні розміри КС-6362

					Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата	

VIII. Транспортні та складські роботи

Прийнятий єдиний автосамоскид на блочному кар'єрі – БелАЗ 7540

Продуктивність автосамоскидів по блокам буде становити

$$Q_a = \frac{60 \cdot G_a \cdot K_{вв} \cdot K_v \cdot K_{пз}}{t_{об}} = \frac{60 \cdot 30 \cdot 0.8 \cdot 0.8 \cdot 0.91}{32.5} = 32.3 \text{ т/год}$$

, де $K_{вв} \setminus K_{пз}$ рівні, відповідно, 0.8/0.8/0.91 та являють собою відповідні коефіцієнти використання вантажопідйомності, машини у часі та затрат часу на підготовчо-заклучні операції

$T_{об}$ – час обороту автомобіля

$$t_{об} = t_{нав} + \left(\frac{60}{V_{нав}} + \frac{60}{V_{п}} \right) \cdot L_{тр} + t_p + t_m = 11.2 + \left(\frac{60}{20} + \frac{60}{35} \right) \cdot 1.5 + 11.5 + 3 = 32.5 \text{ хв}$$

, де $L_{тр}$ – дистанція транспортування

Варто зауважити, що зберігається умова, за якої продуктивність самоскидів по блокам становить більше значення, чим розрахункова годинна продуктивність вантажообігу по блокам. Тобто $32.3 > 25$. Де 25 тон обраховано із ділення змінного тоннажу перевезень на кількість годин у зміні. $200/8 = 25$.

Необхідна кількість самоскидів

$$n_a = \frac{Q_{річ} \cdot \gamma}{Q_{а.зм} \cdot N_{дн}} = \frac{17\,000 \cdot 3.2}{258.4 \cdot 235} = 0.89 \text{ штук}$$

,де $N_{дн} = 235$ – число днів роботи автомобіля за рік, в яке не входить час на його ремонт та технічне обслуговування

$\gamma = 3.2 \text{ т/м}^3$ - щільність породи

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата		Літ.	Арк.	Акрушів
Розроб.							1	1
Перевір.								
Реценз.								
Н. Контр.								
Затверд.								

Інвентарний парк транспортних засобів

$$n_i = \frac{n_a \cdot K_H}{K_{ТГ}} = \frac{0.89 \cdot 1.1}{0.85} = 1.15 = 2 \text{ штуки}$$

, де K_H та $K_{ТГ}$ – відповідні коефіцієнти нерівномірності перевезень та технічної готовності парку

Таким чином, після обрахунку, можна зробити висновок про збереження кратного відношення необхідного автопарку на різних видах робіт в межах кар'єрного поля (4 – сипкий розкрит, 2 – скельних розкрит, 2 – транспортно-навантажувальні роботи по блокам/монолітам). Загалом, під час відпрацювання родовища, знадобиться 4 автосамоскиди БелАЗ 7540. Рациональне та вміле створення календарного плану та розпорядку робіт, котре врахує методи різного виду їх комбінацій, дозволить максимально ефективно та з нульовим простоем використовувати весь інвентар наявної автомобільної техніки.

	БелАЗ 7540
Ширина проїзної частини	10.2 м
Ширина обочини	1.5...1.8 м
Максимальний повздовжній уклін: для машин з колісною формулою	2x4 – 13%
Порідний вал із сторони верхньої бровки уступа: висота	1...1.5 м
ширина	1.5...3 м

Табл. 12 Параметри проїзної частини

Площа складу блоків

$$S_c = \frac{V_{6x} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot \psi}{K_3} = \frac{500 \cdot 1.5 \cdot 1.3 \cdot 25}{0.8} = 30\,470 \text{ м}^2$$

, де V_{6x} – об'єм блоків, що одночасно зберігається на складі (приймаються 2 місячній продуктивності кар'єру)

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

K_1 – коефіцієнт, який враховує проходи між штабелями, дорівнює 1,5;

K_2 – коефіцієнт, який враховує проїзди, дорівнює 1,3;

K_3 – коефіцієнт використання площі складу, дорівнює 0,8;

ψ – питома місткість площі складу, дорівнює $25 \text{ м}^2/\text{м}^3$

Маса блоку за умов грубого усередненого розрахунку

$$M = (V_{\text{бв}} + V_{\text{бо}}) \cdot \frac{\gamma}{2} = (12 + 6.27) \cdot \frac{3.2}{2} = 29.23 \text{ т}$$

$V_{\text{бв}}$, $V_{\text{бо}}$ - об'єми блоку відповідно вписаних і описаних розмірів (3x2x2 та 2,3x1,7x1,6 по ДхВхШ лінійно), м^3

										Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата						

ІХ. Механізація допоміжних робіт

Очистка робочих ділянок від околу і відходів виконується бульдозерами. Для вивільнення робочих змін екскаватора, завантаження у автотранспорт також виконується навантажувачами. При цьому враховується позитивне співвідношення між максимальною висотою розвантаження і відповідною висотою кузова автосамоскиду задля реального уможливлення здійснення операції відвантаження.

Порівнявши відповідні дані приймаємо пневмоколісний навантажувач Д-660 (ТО-11) висота розвантаження якого рівна 3.3 м (за необхідного мінімуму 3.1 м)

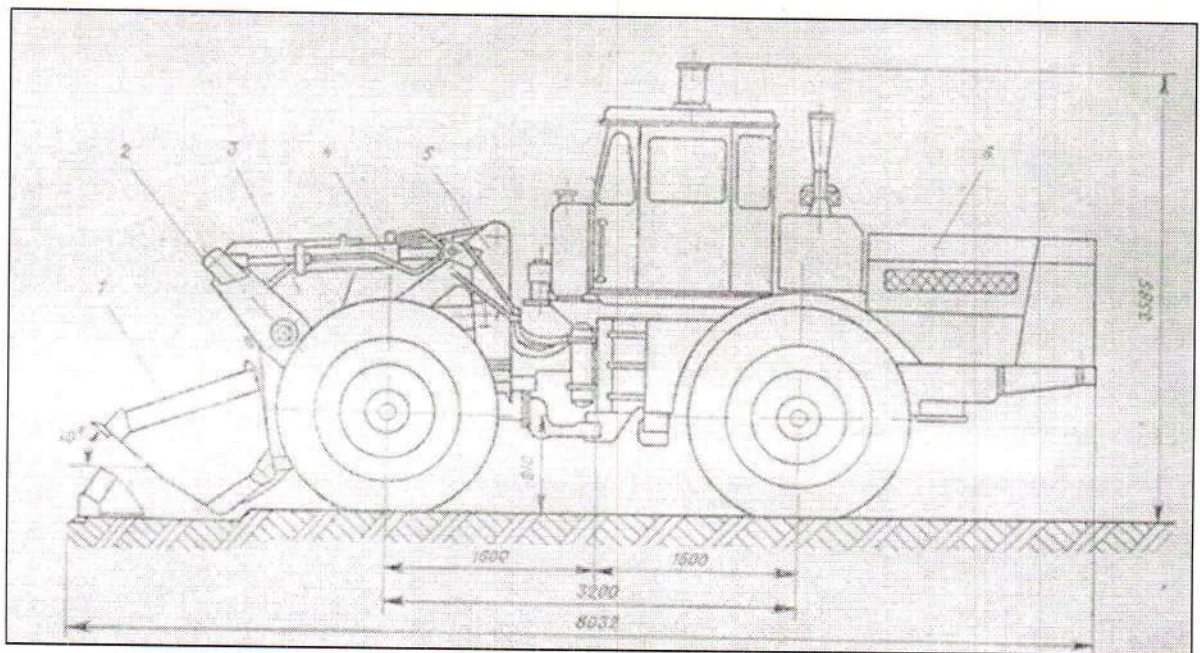


Рис. 14 Габаритні розміри Д-660 (ТО-11)

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата				
Розроб.						Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.							1	1
Реценз.								
Н. Контр.								
Затверд.								

Модель	Д-660 (ТО-11)
Вантажопідйомність, т	4
Місткість ковша, м ³	2
Ширина ковша, мм	2800
Найбільша висота розвантаження, м	3.3
Виліт кромки ковша при найбільшій висоті розвантаження, мм	1800
Двигун: модель	ЯМЗ – 238 НБ
потужність л.с.	200
частота обертів об/хв	2100
Найбільше тягове зусилля, кг	9000
Максимальна швидкість руху, км/год	40
Найменший радіус повороту, м	6.2
Маса, т	16

Табл. 13 Технічні характеристики Д-660 (ТО-11)

Час наповнення ковша	10-12
Час підйому ковша у транспортне положення	-
Підсумковий час руху навантажувача до місця розвантаження і назад на відстань 5-16 м.	25-35
Час підйому ковша до розвантажувального положення	-
Час розвантаження ковша	3-4
Час опускання ковша в транспортне положення	-
Підсумковий час переключення важелів	-
Час повного циклу	50

Табл. 14 Середня тривалість повного вантажно-транспортного циклу Д-660 (ТО-11), с

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		

Експлуатаційна змінна продуктивність навантажувача

$$Q_{\text{нав.зм}} = \frac{3600 \cdot G_{\text{нав}} \cdot K_{\text{н}} \cdot T_{\text{зм}} \cdot K_i}{t_{\text{ц}} \cdot K_p} = \frac{3600 \cdot 2 \cdot 0.7 \cdot 8 \cdot 0.75}{59 \cdot 1.2} = 427 \text{ м}^3/\text{зм}$$

, де $G_{\text{нав}}$ - геометрична місткість ковша, м^3

$K_{\text{н}}$ - коефіцієнт наповнення ковша

$T_{\text{зм}}$ - тривалість зміни, год

K_i - коефіцієнт використання навантажувача у часі на протязі зміни

$t_{\text{ц}}$ - тривалість повного робочого циклу навантаження, с

K_p - коефіцієнт розрихлення породи в ковші

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{н}} + t_{\text{р}} + t_{\text{п}} + t_{\text{п}} = 12 + 29 + 15 + 3 = 59 \text{ с}$$

, де $t_{\text{н}}$ - час наповнення ковша, с

$t_{\text{р}}$ - час руху навантаженого навантажувача до місця розвантаження, с

$t_{\text{п}}$ - час руху порожнього навантажувача до місця розвантаження, с

$t_{\text{р}}$ - час розвантаження ковша, с

$$t_{\text{р}} = \frac{L_{\text{р}}}{V_{\text{р}}} = \frac{0.012}{15} = 0.0008 = 29 \text{ с}$$

$$t_{\text{п}} = \frac{L_{\text{п}}}{V_{\text{п}}} = \frac{0.012}{28} = 0.0004 = 15 \text{ с}$$

Після порівняння розрахованих даних із змінною виробничою потужністю можливо зробити висновок про те, що - обраний пневмоколісний навантажувач, у числі одного екземпляра, цілком і повністю задовольняє змінні виробничі потреби та є доцільним у використанні.

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

X. Кар'єрний водовідлив

Для повного розрахунку кар'єрного водовідливу та оцінки всіх аспектів гідрологічного впливу на задане кар'єрне поле доцільно провести окрему аналітичну роботу за напрямком галузі гідрогеології. Проте, оскільки в курсовому проекті не враховується уся повнота факторів для подібної оцінки та умисно допускається спрощення через значну трудомісткість опрацювання даних і прогнозування впливу підземних вод на ведення відкритих гірничих робіт, ми підемо шляхом наближеного суто практичного прогнозу. За варіантом годинний притік води до кар'єру становить $13 \text{ м}^3/\text{год}$. Виходячи із цього положення враховуємо значний коефіцієнт запасу потужності насосу для уникнення аварійних ситуацій за причиною складності прогнозування сезонної гідродинамічної ситуації підземних вод. Для цієї ж мети, покладаємо одразу значення максимального годинного притоку води рівнім $20 \text{ м}^3/\text{год}$, сюди ж враховуємо річні опади (в годинний перерахунок будуть становити близько $1.3 \text{ м}^3/\text{год}$).

Необхідна продуктивність насосу

$$P = 1.3 \cdot \frac{24 \cdot Q_{\text{в}}}{t \cdot n} = 1.3 \cdot \frac{24 \cdot 20}{2 \cdot 3} = 104 \text{ м}^3/\text{год}$$

, де $Q_{\text{в}}$ - максимальний притік води

n – кількість відкачок за добу

t – час роботи насосу за одне відкачування, год

1,3 – коефіцієнт запасу потужності насосу

Підбір насосу та діаметрів труб нагнітання і всмоктування обираємо за табличними даними керуючись отриманим значенням продуктивності.

Змн.	Лист	№ докум.	Підпис	Дата			
Розроб.					Літ.	Арк.	Акрушів
Перевір.						1	1
Реценз.							
Н. Контр.							
Затверд.							

Насос	НЦС-1
Продуктивність, м ³ /год	18
	120
	130
Напір	20.5
	11.3
	8.3
Висота всмоктування, м	7
Потужність двигуна, кВт	7.5
Розміри установки (ДхШхВ), м	2.91x0.77x1.33
Маса, т	0.027
Діаметр труб нагнітання, мм	150
Діаметр труб всмоктування, мм	175

Табл. 15 Технічна характеристика НЦС-1 та діаметр труб

За продуктивністю приймаємо напір рівний 11 м, діаметр труб нагнітання 150 та труб всмоктування 175 мм (за методичними вказівками та правилом, що діаметр труб всмоктування на 25 – 50 мм більше діаметра напірного трубопроводу).

Місткість водозбірника у такому разі буде становити:

$$W_{\text{вс}} = Q_{\text{в}} \cdot \left(\frac{24}{n} + 8 \right) = 20 \cdot \left(\frac{24}{2} + 8 \right) = 400 \text{ м}^3$$

, де $Q_{\text{в}}$ – максимальний притік води, м³/год

n – кількість відкачок за добу.

									Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата					

Література та посилання

1. Борисов Ф.И. Методические указания по курсу «Горные машины и оборудование подземных разработок».-Красноярск, 1994 – 96с.
2. Іськов С.С. Гідрогеологія Ч.1. Основи гідрогеології.– Житомир: ЖДТУ, 2012-348с.
3. Карасев Ю.Г., Бакка Н.Т. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня.-Санкт-Петербург, 1997-428с.
4. Криворучко А.О., Толкач О.М. Технологія розробки родовищ стінового каменю та блоків. Методичні вказівки до написання курсового проекту з дисципліни “Технологія розробки родовищ стінового каменю та блоків” для студентів, що навчаються за напрямом підготовки 6.050307 “Гірництво” (денної та заочної форм навчання). – Житомир: ЖДТУ, 2014. – 25с.
5. Подерны Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. – М., Недра, 1971. – 456с.
6. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ: учеб.пособие / П.И. Томаков.- 3-е изд., перераб. – М.: Изд-во Моск. Горного ин-та, 1992. – 464с.
7. <http://www.cat.com/ru> RU
8. <http://www.atlascopco.ua/>
9. <http://www.integra.spb.ru>
10. <http://www.belaz.by/>

										Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата						

Для спрощення оцінки виходу блоків із масиву за сітками повздовжньої та поперечної тріщинуватості здійснюємо умовне розбиття обох графічних зображень на діагоналі (по Пн-Пд напрямку). Дані вимірів приводимо у загальній формулі та обраховуємо результат.

$$P_{1,2} = \frac{S_{1,2} \Sigma}{S_M}$$

, де P – блочність

$S_{1,2}$ – розрахована площа блоків

S_M – загальна площа кар'єрного поля ($S_M=100 \text{ м}^2$)

Вихід блоків за сіткою **повздовжніх** тріщин:

$$P_1 = \frac{S_1 \Sigma}{S_M} =$$

$$\begin{aligned} & (0,8 \cdot 1,7 + 0,4 \cdot 1 + 0,5 \cdot 0,5 + 0,5 \cdot 0,5 + 1,1 \cdot 1,7 + 2,1 \cdot 0,8 + 1,3 \cdot 0,8 + 1,1 \cdot 0,5 + 3 \cdot 1,6 + 0,2 \cdot 2 + 1,2 \cdot 0,7 + 0,5 \cdot 0,5 + 1,1 \cdot 1 + 1,6 \cdot 1,7 + 0,5 \cdot 1,3 + 1,2 \cdot 0,6 + 1,7 \cdot 3 + 0,4 \cdot 1,7 + 2,1 \cdot 1,2 + 0,5 \cdot 0,8 + 0,5 \cdot 0,5 + 1,7 \cdot 1,1 + 0,6 \cdot 0,9 + 2 \cdot 1,8 + 0,5 \cdot 0,5 + 1 \cdot 0,7 + 1 \cdot 3 + 1,6 \cdot 0,5 + 1,9 \cdot 1,2 + 0,5 \cdot 0,8 + 1,8 \cdot 0,7 + 0,7 \cdot 0,7 + 1,7 \cdot 3 + 1,7 \cdot 3 + 0,9 \cdot 2,8 + 0,8 \cdot 2 + 0,8 \cdot 0,5 + 0,4 \cdot 1,7 + 1,1 \cdot 1,7 + 1,8 \cdot 0,9 + 0,8 \cdot 0,4) / 100 = \\ & (1,36 + 0,4 + 0,25 + 0,25 + 1,87 + 1,68 + 1,04 + 0,55 + 4,8 + 0,4 + 0,84 + 0,25 + 1 + 2,72 + 0,65 + 0,72 + 5,1 + 0,68 + 2,52 + 0,4 + 0,25 + 1,87 + 0,54 + 3,6 + 0,25 + 0,7 + 3 + 0,8 + 2,28 + 0,4 + 1,26 + 0,49 + 5,1 + 5,1 + 2,52 + 1,6 + 0,4 + 0,68 + 1,87 + 1,62 + 0,32) / 100 = 64,93 / 100 = \mathbf{0,65} \end{aligned}$$

Вихід блоків за сіткою **поперечних** тріщин:

$$P_1 = \frac{S_1 \Sigma}{S_M} =$$

$$\begin{aligned} & (0,8 \cdot 2 + 0,6 \cdot 0,6 + 1,7 \cdot 1,1 + 0,9 \cdot 2 + 1,2 \cdot 0,6 + 1,3 \cdot 0,7 + 2,5 \cdot 2 + 0,6 \cdot 1,8 + 1 \cdot 0,6 + 1,3 \cdot 0,8 + 1,2 \cdot 0,3 + 1,4 \cdot 2 + 0,5 \cdot 1,2 + 0,7 \cdot 1 + 0,8 \cdot 0,5 + 2,3 \cdot 2 + 1,3 \cdot 2 + 0,7 \cdot 1 + 0,6 \cdot 0,9 + 0,6 \cdot 0,7 + 0,6 \cdot 0,8 + 1,8 \cdot 1,1 + 1,5 \cdot 2 + 0,6 \cdot 1,3 + 0,7 \cdot 0,7 + 2,7 \cdot 1,2 + 1 \cdot 0,9 + 1,6 \cdot 1,3 + 1,1 \cdot 0,7 + 1,1 \cdot 0,5 + 1,9 \cdot 0,9 + 2,3 \cdot 2 + 2,3 \cdot 2 + 1,2 \cdot 2,3 + 0,7 \cdot 1,3 + 0,8 \cdot 0,5 + 1,1 \cdot 0,5 + 0,8 \cdot 2 + 0,6 \cdot 0,6 + 1,5 \cdot 1) / 100 = \\ & (1,6 + 0,36 + 1,87 + 1,8 + 0,72 + 0,91 + 5 + 1,08 + 0,6 + 1,04 + 0,36 + 2,8 + 0,6 + 0,7 + 0,4 + 4,6 + 2,6 + 0,7 + 0,54 + 0,42 + 0,48 + 1,98 + 3 + 0,78 + 0,49 + 3,24 + 0,9 + 2,08 + 0,77 + 0,55 + 1,71 + 4,6 + 4,6 + 2,76 + 0,91 + 0,4 + 0,55 + 1,6 + 0,36 + 1,5) / 100 = 61,96 / 100 = \mathbf{0,62} \end{aligned}$$

						Арк.
Змн.	Арк.	№ документа	Підпис	Дата		