

Міністерство освіти і науки України
Житомирський державний технологічний університет

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”*



2014

УДК 528.024.1

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. – 25 с.

Викладено короткий зміст до написання курсового проекту з дисципліни “Технологія розробки родовищ стінового каменю та блоків”
Для студентів денної і заочної форм навчання.

Рекомендовано до видання методичною радою гірничо-екологічного факультету ЖДТУ
(протокол № __ від __.__.2014 р.).

© Криворучко А.О., Толкач О.М., 2014

Зміст пояснювальної записки.

Вступ.

Видобуток та обробка природного облицювального каменю характеризується особливостями, обумовленими геологією родовищ та гірничотехнічними умовами їх розробки, номенклатурою продукції, що виробляється, та вимогами, які пред'являються до неї промисловістю.

Методичні вказівки включають рекомендації по організації роботи в кар'єрі, по вибору техніки та технології розробки родовищ, механізації допоміжних робіт по визначенню параметрів системи розробки, обсяг видобутку кар'єрів.

I. Вимоги до якості блоків.

Блоки з природного каменю повинні відповідати технічним вимогам діючого стандарту. Якість блоків характеризується формою, геометричними розмірами, якістю поверхні, фізико-механічними властивостями вихідних порід.

Блоки за об'ємом поділяються на групи:

I гр. – понад 5,0 м³

II гр. – понад 3,5 м³ до 5,0 м³

III гр. – понад 2,0 м³ до 3,5 м³

IV гр. – понад 1,0 м³ до 2,0 м³

V гр. – понад 0,7 м³ до 1,0 м³

VI гр. – понад 0,01 м³ до 0,7 м³

Відхилення від розмірів і якість поверхні блоків, вимоги до сировини, повинні задовольняти данні, що зазначені в таблицях 1, 2, 3.

Таблиця 1.

Допустимі відхилення від розмірів і якість поверхні.

Найменування показника	Значення показника			
	Пиляні блоки груп		Колоті блоки груп	
	I – V	I – IV	V	VI
Відхилення від перпендикулярності двох суміжних граней на 1 м. грані, не більше	60	110	150	100
Висота виступів і глибина западин за найбільшим провітом під лінійкою, не більше:				
Для нижньої грані:	40	100	100	100
Для решти граней:	100	200	100	100

Таблиця 2.

Фізико-механічні властивості вихідних гірських порід повинні відповідати вказаним.

Породи	Найменування гірської породи	Межа міцності при стиску в сухому вигляді, МПа.	Коефіцієнт зниження міцності при насиченні водою.	Марка морозостійкості, не менше МРз (циклів)
Міцні породи	Граніт, сієніт, габро, кварцит, діорит, щільний базальт.	80	0,8	50
Середньої міцності	Лабрадорит, діабаз, порфірит, порфір, андезит, гнейс.	60	0,7	50
	Мармур, конгломерат, мармуризований вапняк.	40	0,7	25
Низько міцні	Пористий базальт, пісчаник.	30	0,7	25
	Щільний вапняк, доломіт, травертин.	20	0,65	25
	Вулканічний туф.	20	0,7	15
	Пористий вапняк, доломіт.	10	0,65	25
	Вапняк черепашик.	10	0,65	15
	Гіпсовий камінь.	15	0,65	-

Таблиця 3.

Величина міцності каменю при різноманітних впливах на нього.

Родовище	Порода	Межа міцності		
		При стиску, σ_c МПа	При розтягненні, σ_r МПа	При відколі, σ_b МПа
Головинське	Лабрадорит	130	52,8	15,2
Жежелівське	Граніт	170	51,2	13
Корнинське	Граніт	158,5	47,2	13,2
Ємльянівське	Граніт	116,6	27,6	5,7
Лізниківське	Граніт	161,2	33,4	6,6
Коростишівське	Граніт	181,9	37,3	5,8
Богуславське	Граніт	136,2	31,5	5,1
Сліпчицьке	Габро – норит	152	32,8	4,7

II. Режим роботи підприємства.

Режим роботи кар'єрів по видобуванню блоків можна приймати цілорічним за п'ятиденним робочим тижнем. Добовий режим роботи може бути одно -, дво -, тримінім. Однозмінний режим роботи потрібно приймати для кар'єрів по видобуванню блоків з міцних порід, виходячи з умов виконання буро вибухових та буроклинових робіт в світлі години доби. При комплексній механізації видобутку блоків для великих кар'єрів потрібно приймати тримінімний режим роботи, для кар'єрів невеликої продуктивності – двозмінний. Тривалість зміни приймається – 8 годин.

Мінімальний строк існування добувних підприємств – 25 років.

III. Виробнича потужність підприємства.

Річна продуктивність кар'єру по готовій продукції:

$$P_K = K_i \cdot V_i, \quad \text{м}^3/\text{рік}, \quad (1)$$

K_i – коефіцієнт виходу блоків;

$K_i = 0,1 - 0,3$ для кар'єрів облицювального каменю;

$K_i = 0,3 - 0,7$ для кар'єрів стінового каменю;

V_i - річний об'єм корисних копалин, що видобувається, м^3

$$V_i = P_K + V_6 + V_{\text{ш}}, \quad \text{м}^3/\text{рік}, \quad (2)$$

V_6 – об'єм бута і околу, що отримується попутньо, $\text{м}^3/\text{рік}$

$V_{\text{ш}}$ - об'єм штибу, що отримується попутньо, $\text{м}^3/\text{рік}$

Строк існування кар'єру:

$$t_i = \frac{Z_i}{V_i}, \quad (3)$$

Z_i – запаси корисних копалин, м^3

V_i - виробнича потужність кар'єра, $\text{м}^3/\text{рік}$ (річний об'єм корисних копалин, що видобуваються, м^3)

Змінні та добові об'єми розкривних та добувних робіт:

$$Q_{\text{р.зм}} = \frac{Q_{\text{рік}}}{N_{\text{дн}} \cdot n_{\text{зм}}}; \quad Q_{\text{видобув.зм}} = \frac{Q_{\text{д.рік}}}{N_{\text{дн}} \cdot n_{\text{зм}}}, \quad (4)$$

IV. Основні параметри розкриття та систем розробки родовищ

Ширина основи прямолінійних ділянок в'їзних траншей і напівтраншей в залежності від тупу автосамоскидів, що застосовуються, приймається за таблицею (4).

Таблиця 4.

Вид порід	Одно смуговий рух			Двосмуговий рух		
	МАЗ – 503Б КРАЗ – 256Б	БелАЗ - 540	БелАЗ - 548	МАЗ – 503Б КРАЗ – 256Б	БелАЗ - 540	БелАЗ - 548
Крихкі та м'які	16,5	18,0	19,5	18,5	21,0	22,5
	16,5	18,0	19,5	18,5	21,0	22,5
Скельні	14,5	15,5	17,5	16,0	18,5	20,5
	15,5	16,5	18,5	17,5	19,5	21,5

В чисельнику ширина основної траншеї, а знаменнику – напівтраншеї.

Ширина основи подана з розрахунком улаштування канав та огорожувального валу. При улаштуванні лотків ширина основи траншей і напівтраншей приймається по розрахунку в залежності від конструкції лотків.

При улаштуванні бар'єрної огорожі, ширина напівтраншеї може бути зменшена на 1,7 м.

Ширина основи розрізної траншеї приймається рівною ширині робочої площадки, яку можна визначити за формулою:

$$A = B + П_1 + П_p + П_n + 2П_0 + П_v + П_2, \quad (5)$$

B – ширина відокремлюваного моноліту, м.

$П_1$ – ширина смуги безпеки між нижньою брівкою уступу та площадкою для розколювання моноліту, $П_1=10$ м.

$П_p$ – ширина площадки для розколювання монолітів і обколювання блоків, $П_p=10$ м.

$П_n$ – ширина проїзної частини, у разі двосмугового руху для БелАЗ – 540 дорівнює 10 м., для МАЗ – 503Б і КРАЗ – 256Б дорівнює 8 м.

$П_0$ – ширина узбіч, у разі двосмугового руху, дорівнює 1,5 м.

$П_v$ – ширина смуги для розміщення допоміжного устаткування, дорівнює 6...7 м.

$П_2$ – ширина смуги безпеки для верхньої брівки нижнього уступу, дорівнює 3 м.

Об'єм розрізної траншеї повного профілю:

$$V_{p.t.} = (b + H_y \cdot ctg\alpha) \cdot H_y \cdot l, \text{ м}^3 \quad (6)$$

H_y – висота уступу, м.

l – довжина траншеї, м.

b – ширина основи траншеї, м.

α – кут укосу траншеї, град.

Керівний похил приймається 60 – 120 %.

Мінімальна довжина видобувного блоку встановлюється залежно від організації праці в кар'єрі з виділенням для бригад ділянок виконання окремих видів робіт.

$$D = D_1 + D_2 + D_3 + D_4, \text{ м} \quad (7)$$

D_1 - довжина ділянки підготовки монолітів, м;

$$D_1 = 10 \cdot N$$

N – кількість робітників у бригаді;

10 – протяжність фронту робіт на одного робітника, м;

D_2 – довжина ділянки переміщення монолітів від забою до площадки обробки, м;

D_3 – довжина ділянки завантаження блоків і прибирання обколу, м;

D_4 – довжина резервної ділянки, приймається в розмірі 10 – 20 % від довжини блоку, м.

Висота видобувного уступу в залежності від способів видобування блоків, м.

Спосіб видобування	Граніт	Мармур
Буроклиновий спосіб	≤6	≤6
Буропідривний спосіб: шпуровий метод свердловинний метод	≤6 ≤10	Не допускається Не допускається
Каменерізними машинами з кільцевою фрезою	-	1,09
Комбінований (буроклиновий і буро підривний способи)	Обгрунтовується проєктом	≤1,05

Мінімальна ширина робочої площадки, м

Доступ для бульдозерного прибирання обколу	6 – 8	-
Транспортний горизонт	50 – 60	15 – 20

V. Розкривні роботи

Таблиця 5.

Способи розкриття родовищ.

№ п/п	Спосіб розкриття	Гірничо – геологічні умови родовища	Застосовувані підйнятно – транспортні засоби	Коротка характеристика способу розкриття
1	Без впровадження виробок: -природне -безтраншейне	Наявність природного відшарування, що дає змогу впровадити розробку без додаткових робіт з розкриття Розміщення нижче або вище від рівня земної поверхні	Стрілові самохідні крани в поєднанні з автотранспортом або з відкочуванням по колії Кабельні крани стаціонарні або з рухомими баштами, дерик крани	Застосування за наявності природних шарувань; дає змогу швидко розробити кар'єр без значних капітальних витрат. Найбільш економічний і продуктивний спосіб розкриття родовища природного каменю за відповідних природних умов, особливо коли родовище розміщене вище від поверхні землі.
2	Відритими виробками: -крутими траншеями	Розміщення нижче або вище від рівня земної поверхні Розміщення вище від рівня	Похилі підйомники, відкочування з нескінченним канатом, одно та двокінцевим канатом Бремсберги, похилі підйомники для	Застосовується переважно для кар'єрів малої виробничої потужності, пропускна здатність підйомника обмежує нормальну розробку кар'єру; потреба внутрішньо кар'єрного відкочування по колії ускладнює і задорожчує розробку. Застосовується рідко, оскільки ускладнює інтенсивну розробку

	-похилими траншеями (простими, тупиковими, петльовими та спіральними)	земної поверхні Розміщення нижче або вище від рівня земної поверхні; значна протяжність	спускання клітей з вантажем Автотракторний транспорт, відкочування по коліях з канатною або локомотивною тягою електро та мотовозами	родовища. Поширений спосіб розкриття, який дає змогу застосовувати в кар'єрі екскаватори; допускає видавання з кар'єру блоків значної маси. Найбільш економічний у разі розміщення родовища вище від нормального рівня земної поверхні.
3	Комбінований	Комбінація перших двох видів розкриття.		

При розробці скельних розкривних порід застосовують, в основному, буро вибуховий спосіб рихлення. Як вибухові речовини використовують металеві ВР та детонуючий шнур. При потужності більше 1,5 – 2,0 м. розкривні породи розроблюються окремим уступом з попереднім рихленням шпуровими або свердловинними зарядами малого діаметру. При меншій потужності розкривні породи розроблюються разом з верхнім добувним уступом. При наявності проектного обґрунтування можуть використовуватись бризантні вибухівки.

Таблиця 6.

Характеристики оптимальних параметрів вибухових параметрів скельного розкриву.

Ступінь розробки скельного розкриву.	Висота уступу, м.	Діаметр шпuru або свердловини, мм.	Величина недобуру h до покрівлі першого видобувного уступу, м.	Середня витрата буріння на 100 м ³ підірваного скельного розкриву.	Характеристика параметрів вибухового відбивання скельного розкриву.
Легко розроблюваний	>4	105	$h=0,4H$ при бризантних ВР; $h=0,2H$ при металевих ВР	10...12	Найраціональнішим є підривання поодиноких свердловин із зарядом бризантних ВР у перерахунок на амоніт 450 г/м ³ або димними порохами – 600...650 г/м ³ .
Середньої трудності розробки	<4	105	$h=0,2H$	12...14	Вибухове відбивання поодинокими свердловинами (шпуровими) зарядами димного пороху з розрахунку величини заряду 450...500 г/м ³ .
Важко розроблюваний	1,5 ... 2	40	$h=0,3H$	60...70	Підривання групи шпурових порохових зарядів з відстанню між шпурами 1...1,5 м., витратою пороху 450...500 г/м ³ , ініціювання електрозаймачами.
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.

Такий, що потребує спеціальної технології розробки	1,5	40	$h=0,5H$	80...85	За наявності пластової тріщини підривання групи шпурових порохових зарядів з відстанню між шпурами 0,7...1 м., витратою пороху 200...300 г/м ³ , ініціювання електрозаймачами. За відсутності пластової тріщини скельний розкрив необхідно розробляти разом з першим добувним уступом з відокремленням його при виколованні блоків.
--	-----	----	----------	---------	--

Таблиця 7.

Параметри буро вибухових робіт.

Коефіцієнт міцності породи	Висота уступу, м.	Діаметр шпура (свердловини), мм.	Лінія опору, м.	Відстань між шпурами, м.	Глибина шпура, м.	Вихід породи з одного шпура, м ³	Вага заряду в шпури, кг	Витрата пороху на 1 м ³ , кг	Об'єм буріння на 100 м ³ , м
5 – 11	2	40	1	1	1,5	2	1	0,5	75
	3	40	1,1	1,1	2,5	3	1,8	0,5	70
	4	105	2,5	2,5	3,5	25	15	0,6	13,8
	6	105	2,6	2,6	5	41	24	0,6	12,5
	8	105	2,8	2,8	7	63	37,8	0,6	11,2
12 – 20	10	105	3	3	9	90	54	0,6	10
	2	40	0,9	0,9	1,5	1,5	1	0,6	94
	3	40	1	1	2,5	3	1,8	0,6	83,5
	4	105	2,2	2,2	3,5	20	14	0,7	17,5
	6	105	2,4	2,4	5	35	24,8	0,7	14,3
	8	105	2,6	2,6	7	54	37,8	0,7	13
	10	105	2,8	2,8	9	79	55,3	0,7	11,4

Шпури та свердловини не добувають на 0,5 – 1 м до покрівлі корисних копалин для забезпечення зберігання масиву блочного каменю від утворення нових тріщин.

VI. Видобувні роботи.

Вибір системи розробки корисних копалин, способу розробки родовищ проводиться в залежності від розташування покладу, напрямку основної тріщинуватості, форми покладу, потужності покладу.

Видобування блоків при розробці твердих порід включає в себе відділення від масиву монолітів, їх відтягування із забою для подальшої обробки, розколювання монолітів на блоки, обколювання блоків, завантаження блоків та околу в транспортні засоби.

Вибір способу відділення монолітів від масиву проводиться з урахуванням фізико-механічних властивостей порід, номенклатури обладнання, що випускається, технічних можливостей та економічно доцільних варіантів.

Відділення монолітів від масиву на родовищах міцних порід здійснюється буровибуховим, буроклиновим, механічним, термічним та комбінованими способами.

Буро вибуховий спосіб.

Відділення монолітів від масиву здійснюється шпуровими зарядами з використанням в якості ВР чорного пороху, або мало щільних вибухівок детонувального шнура. Відстань між шпурами діаметром 32 – 42 мм. приймається рівним 0,4 – 0,7 м. (визначається спеціальними розрахунками). Маса заряду пороху для відбиття моноліту від масиву визначається за формулою:

$$Q = q \cdot V, \text{ кг,} \quad (8)$$

V – об'єм моноліта, що відділяється, м³;

q – питома витрата пороху, приймається рівною 0,3 – 0,4 кг/м³.

Таблиця 8.

Продуктивність бурильників при бурінні
При бурінні вертикальних шпурів діаметром 42 мм., м/зміну.

Тип перфоратору	Глибина шпура, м	Міцність порід							
		до 1	1,5 – 2	3 – 4	5 – 6	7 – 8	9 – 11	12 – 15	16 – 20
ПР – 20В	до 2 м	87	57	49	40	30	25	19	14
ПР – 25МВ	до 3 м	59	50	41	32	25	20	15	11
ПР – 30В	до 3 м	69	59	47	40	32	25	20	14
	3,1 – 4	60	51	40	34	25	20	16	11
	4,1 – 5	58	45	36	30	22	18	14	10

При бурінні горизонтальних шпурів продуктивність множиться на 0,77. При діаметрі шпурів, що відрізняється від 42 мм., продуктивність множиться на поправний коефіцієнт.

Таблиця 9.

Діаметр шпурів, мм	22	26	30	34	38	42	46	50
Значення коефіцієнта	1,82	1,64	1,45	1,3	1,12	1,0	0,98	0,81

Буроклиновий спосіб.

Застосовується при розробці порід, які можуть розколюватись по рівним площинам.

Параметри буроклиновах робіт при
видобуванні мармурових блоків.

Показники	Висота моноліту	
	до 1 м	більше 1 м
Глибина шпурів, м	70 – 90	Рівна висоті моноліту
Відстань між шпурами, м	150 – 200	150 – 200
Діаметр шпура., мм	прості клини;	20 – 25
	складні клини.	до 32
		25 – 30
		26 - 32

Якщо у масиві є чітко визначені тріщини, а природні відокремленості мають форму, близьку до прямокутної, то клини розташовують в тріщинах, тоді продуктивність праці дорівнює:

$$Q_k = \frac{V \cdot B}{T}, \quad (9)$$

V – об'єм моноліту, що відокремлюють, м³

$$V = d_1 \cdot d_2 \cdot d_3,$$

d_1, d_2, d_3 – міжтріщинові відстані, відповідно, між повздовжніх, поперечних і горизонтальних тріщин, м.

B – вихід блоків, шт.

T – час витрачений на відділення моноліту від масиву, змін.

Гідроклиновий спосіб.

Кількість гідроклинів для відколу:

$$n_k = \frac{l \cdot H}{S_{\text{відк.}}}, \quad (9)$$

$l; H$ – відповідно довжина і висота відколу, м.

$S_{\text{відк.}}$ – площа відколу на один закладний гідроклин, м².

$$S_{\text{відк.}} = K_T \cdot \left(0,1 + \frac{1,5}{\sigma_p}\right), \quad (11)$$

K_T – коефіцієнт, що характеризує текстуру породи та направлення розколу, для мармуру $K_T=0,75 \dots 1,55$.

σ_p – межа міцності при розтягуванні, МПа.

Відстань між шпурами:

$$a_{\text{ш}} = \frac{d_{\text{ш}} \cdot l_{\text{ш}}}{K_0 \cdot H}, \quad (12)$$

$d_{\text{ш}}$ – діаметр шпура, м;

$l_{\text{ш}}$ – довжина шпура, м;

K_0 – коефіцієнт послаблення каменю шпурами, дорівнює 0,08...0,2.

Таблиця 11.

Значення межі міцності порід.

Порода	Межа міцності, МПа	
	При стиску	При розтягуванні
Граніт	35...305	3...24
Габро	35...267	2...21
Мармур	14...334	0,8...17
Вапняк і доломіт	12...135	0,6...14
Вулканічний туф	1,5...210	1...18
Базальт	7...226	1...23

Таблиця 12.

Характеристики шпурів гідро клинового розколювання.

Показники	Висота моноліту	
	<1000 мм.	>1000 мм.
Глибина шпура, мм	800	рівна висоті моноліту
Діаметр шпура, мм	26...50	26...50
Між шпурові відстані, мм	200...250	250...350

Таблиця 13.

Технічні характеристики гідроклинів «Дарда» типу С.

Розколювальне зусилля, кН	830	1960	2250	1860	1860	2250	1860	3150	2550
Параметри закладання щіток, мм:									
довжина	95	150	250	250	400	400	400	400	400
діаметр	21	30	30	33	33	37	43	40	43
величина розсування	7,5	10	10	13	13	12	17	17	17
Параметри шпурів, мм:									
діаметр	21-	30-	33-	33-	33-	37-	43-	40-	43-
глибина	24	35	38	38	38	40	48	45	48
	215	270	430	440	580	640	660	640	660
Габаритні розміри, мм:									
довжина	620	750	960	960	1110	1250	1250	1290	1290
діаметр	50	80	80	80	80	80	80	90	90
Маса, кг	11	20	25	26	32,5	33	33	36,5	37

Таблиця 14.

Технічна характеристика гідроклинів «Дарда» типу SPG.

Параметри	SPGI	SPGII	SPGIII	SPGIV	SPGV	SPGVI
Розколювальне зусилля, кН	1370	3050	4220	5000	6270	7260
Величина розсування щічок, мм	7,5	10	10	12	12	12
Робочий тиск у системі, МПа	50	50	50	50	50	50
Параметри шпурів, мм:						

діаметр	21 – 24	29 – 33	32 – 36	39 – 43	40 – 45	42 – 47
мінімальна глибина	210	320	450	650	650	800
Маса, кг	9	17,5	21,5	27	31	35

Таблиця 15.

Технічні характеристики гідро клинових установок «Дарда».

Параметри	A	D1	D2	D3	B1	B2
Максимальне число присднуваних клинів	5	2	3	5	2	5
Марка насосу	Atlas Copso	Hats	Hats	Hats	Loher Shone	Loher Shone
Тип двигуна	MZF – 42	E – 671	E – 671	ES79	AL90LA4	A112MA – 4
Потужність двигуна, кВт	3,4	3,4	3,4	5,2	1,5	4,0
Продуктивність, л/хв.	5,3	2,7	3,75	5,3	2,7	4,8
Число обертів об/хв.	2350	1500	1650	2350	1480	1420
Місткість резервуарів, л.	5,5	5,5	5,5	5,5	5,0	5,0
Габаритні розміри, мм:						
довжина	1180	1180	1180	1180	1180	1180
ширина	650	650	650	720	650	650
висота	730	730	730	730	690	800
Маса, кг.	113	102	108	145	66	119

Таблиця 16.

Рекомендовані відстані між шпурами в залежності від міцності породи.

Міцність породи, МПа	Відстань між шпурами, мм
50	300
70	240
90	180
110	140
130	120
150	105
170	90

У випадку використання потужних гідроклинів між шпурами відстані можна збільшити на 30 – 50%.

Змінна продуктивність гідро клинової установки:

$$S_m = \frac{60 \cdot S_{\text{відк}} \cdot T \cdot \eta \cdot n}{t_p \cdot t_x \cdot t} \quad (13)$$

$S_{\text{відк}}$ – площа відколу на один гідроклин, м²

T – тривалість зміни, год

η – коефіцієнт використання установки за часом, дорівнює 0,6

n – кількість гідроклинів в установці, шт.

t_p ; t_x – час робочого та зворотного ходу гідроклинів, хв. (в залежності від конструкторської)

t – час перестановки одного гідроклина, хв.

Термічний спосіб.

При цьому способі відокремлення монолітів проводиться за допомогою вертикальних відрізних щілин терморізаками та машинами термоударної дії або виконанням терморізаками вертикальних відрізних щілин по торцях моноліту з подальшою відбійкою його буро вибуховим або буроклиновим способами.

Таблиця 17.

Технічні характеристики деяких термогазоструминних різаків

Показники	Марка терморізака							
	БВР-60	ТВР-28/40-2	ТВР-1-65P	ТВР-2-65P	ПуВРr-1	ПуВРr-2	ТРВК-2	ТР14/25-5M
Тиск подачі, МПа: повітря пального	0,5-0,7 0,5-0,7	0,5-0,7 0,5-0,7	0,4-0,6 0,4-0,6	0,4-0,6 0,4-0,6	0,5-0,7 0,5-0,7	0,5-0,7 0,5-0,7	0,6-0,8 0,6-0,8	1,3-1,5 1,3-1,5
Витрата повітря, м ³ /хв.	5-7	2,0-2,5	5-7	7-10	5-7	7-9	4-5	0,2-0,3
Витрата пального, л/хв.	12-18	6-12	15-20	20-30	15-25	25-30	12-15	10-12
Продуктивність нарізання щілини	0,4-0,5	0,6-0,7	0,6-0,9	0,8-1,2	0,7-1,0	0,8-1,4	0,4-0,5	0,8-1,2

Спосіб за допомогою НРС і НРМ.

Розколювання монолітів на блоки проводиться гідроклинами, вибухом ДШ розміщеного в шпурі, використання НРС.

Груба обробка блоків виконується за допомогою термовідбійників або пневматичних молотків.

Таблиця 18.

Продуктивність термовідбійників при обколюванні блоків, м²/зміну.

	Тип термовідбійника		
	Бензоповітряні		Киснево-газові
	Т – 3А, Т – 5	ЛТ – 1	ТР – 14/22 – 5
Крупнозернисті з вмістом кварцу 40 – 60%	6	7,5	10
Середньозернисті з вмістом кварцу 20 – 30%	5	6	9
Дрібнозернисті з вмістом кварцу 15 – 20%	4	5	6

Величина тику, який розвивається НРМ в залежності від температури твердіння і часу дії НРМ, МПа.

Температура твердіння, С	Час дії НРМ	
	12 год.	24 год.
50	25	42
30	15	40
15	7	18
4	0	5

VII. Вантажні роботи

Відтягування монолітів від забою до місця обробки проводиться тракторами, кранами, лебідками. Розрахункова норма на один трактор при відтягуванні монолітів на відстань 20 м. становить 45 штук.

Завантаження блоків на автотранспорт проводиться автомобільними пневмоколісними та гусеничними вантажопідійомними кранами.

Продуктивність кранів визначається за формулою:

$$Q_k = \frac{60 \cdot G \cdot T_c \cdot K_i \cdot K_{гр}}{t_{ц}}, \quad (14)$$

G – вантажопідійомність крану, т

$K_{гр}$ – нормативний коефіцієнт використання вантажопідійомності, дорівнює 0,8...1,0.

K_i – коефіцієнт використання крана в часі, дорівнює 0,35...0,5.

T_c – тривалість зміни, год.

$t_{ц}$ – тривалість циклу, хв.

$$t_{ц} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6, \text{ хв.} \quad (15)$$

$t_1, t_2, t_3, t_4, t_5, t_6$, - відповідно, тривалість за цепки блоку 2,0...2,5 хв., підйому вантажу, робочого повороту крану, опускання вантажу, розвантаження 1,2...1,5 хв., холостого повороту крану хв.

Технічна характеристика кранів.

Автомобільні.

Тип	Довжина стріли, м.	Виліт стріли, м	Вантажоопідіймність, 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.
КС-4571	9,75	3,8-8,4	16,0-3,7	10,6-1,5	-	150	0,32	0,46
	15,75	4,8-14,4	8,5-11	16,3-1,5	-	150	0,32	0,46
КС-4561	10	4,0	16	10,5	4,8	150	0,30 0,30	0,45
КС-4561С	14	4,2	12	14,5	4,8	150	0,30	0,45
	18	5	8,2	18,5	9	150	0,30	0,45
	22	6	5,5	22,4	9	150	0,30	0,45
КС-3562А	10	3,5-10	10-1,6	10-5	5	150	0,32	0,46
	18	3,7-17,5	3-0,5	17-7,5	5	150	0,32	0,46
КС-2563	8,4	3,5-7,5	6,3-1,8	8-5	4,3	150	0,23	0,35
КС-2561Е	8	3,3-7	6,3-1,7	8-5,5	7,5	150	0,23	0,26
КС-1562А	6	3,2-6	5-1,5	6	6,5	80	0,08	0,12

Пневмоколісні.

Тип	Довжина стріли, м.	Виліт стріли, м	Вантажоопідіймність, 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.
КС-631	15	4,2-15	60-5	14-6	2,8	150	0,45	0,66
	24	6-24	31-2	21,3-6	15	150	0,45	0,66
	31	7,5-25	20-2	25,4-17	15	150	0,45	0,66
	38	3-26	12-1,7	34,1-28	15	150	0,45	0,66
КС-4632	12,5	38-10	16-3,5	12,1-8,5	5,5	150	0,30	0,45
	17,5	4,8-14	10-2	16,9-11,4	6,8	150	0,30	0,45
КС-5363	15	4,5-13,8	25-3,5	14-8	6	150	0,40	0,60
КС-5363ХЛ	20	5,5-18	16,2-2,2	18,8-10	6	150	0,40	0,60
	30	7,5-26,3	8-0,5	27,6-15	6	150	0,40	0,60
КС-6362	15	4,5-14	40-6,4	14,5-8,3	2,6	150	0,45	0,68
КС-6362ХЛ	20	5,5-17	26-4,5	19,5-12	3,5	150	0,45	0,68
	25	6,5-2,0	19-2,7	24,5-16	5,2	150	0,45	0,68
	36	8-28	10,5-0,9	35-21,5	10	150	0,45	0,68

Гусеничні

Тип	Довжина стріли, м.	Виліг 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.
Э – 125Б	12,5	4	20	11,5	16	25	0,06	0,09
Э – 125БС	20 25	5,6 6,5	10 7	18,5	24 24	25 25	0,06 0,06	0,09 0,09
Э – 1203	15	4,5	60	13,8	12,2	20	0,06	0,09
Э – 2505	30 40	8,7 11	20 12	28,8 38,6	20,4 30,6	20 20	0,06 0,06	0,09 0,09
ЭО – 511АС	17,5 20	5-16 5,5-18	10,5-2,2 8,8-1,8	15-8 18,2-9,6	17,1 17,1	33 33	0,17 0,17	0,29 0,29
Э – 10611Д	12,5 15	4-12 4,5-14	16-3,9 12,8-2,8	9,2-5,8 12,5-6,9	17,1 17,1	33 33	0,17 0,17	0,29 0,29

VIII. Транспортні та складські роботи

Продуктивність автомобілів:

$$Q_a = \frac{60 \cdot K_{га} \cdot K_B \cdot K_{пз}}{t_{об}}, \text{ т/год} \quad (16)$$

$K_{га}$ – вантажопідйомність машини;

$K_{га}$ – коефіцієнт використання вантажопідйомності, дорівнює 0,4...0,8;

K_B – коефіцієнт використання машини у часі, дорівнює 0,7...0,8;

$K_{пз}$ – коефіцієнт, що враховує затрати часу на підготовчо-заклучні операції, дорівнює 0,91;

$t_{об}$ – час обороту автомобіля;

$$t_{об} = t_n + \left(\frac{60}{V_{гp}} + \frac{60}{V_n} \right) \cdot L_{от} + t_p + t_m, \text{ хв.} \quad (17)$$

t_n , t_p – час, відповідно навантаження та розвантаження автомобіля, котрий визначається по числу та тривалості циклів кранового обладнання, хв.;

$V_{гp}$, V_n – середня швидкість руху відповідно завантаженого і розвантаженого автомобіля:

для БЕЛАЗ – 540Б км/год $V_{гp} = 10 - 15$

$V_n = 18 - 25$

для КРАЗ – 256 км/год $V_{гp} = 15 - 20$

$V_n = 20 - 25$

t_m – час маневрів транспортного засобу, дорівнює 3 хв.;

L_o – довжина транспортування, км.

Продуктивність автосамоскиду при транспортуванні розкритих порід, околу, штибу, визначається за тією ж формулою, але при перевезенні крупногабаритних шматків породи: $K_{га} = 0,7...0,8$; t_n дорівнює числу та тривалості циклів завантаження околу краном; $t_p = 1$ хв.

При транспортуванні розкривних порід і околу, що завантажують екскаватором: $K_{га} = 0,9 \dots 1,0$; $t_n = 1$ хв.

Кількість автосамоскидів, що необхідні для перевезення блоків та крупно габаритних шматків околу:

$$n_a = \frac{V_b \cdot \gamma}{Q_{аб} \cdot N_{дн}} + \frac{V_o \cdot \gamma}{Q_{ао} \cdot N_{дн}}, \quad (18)$$

V_b, V_o - відповідно об'єм блоків та крупно габаритних шматків околу, що перевозиться автотранспортом за рік, m^3 ;

$Q_{аб}, Q_{ао}$ - продуктивність транспортних засобів при перевезенні блоків та крупно габаритних шматків околу, $m^3/зміну$;

γ - щільність породи, t/m^3 ;

$N_{дн}$ - число днів роботи автомобіля за рік, в яке не входить час на її ремонт та технічне обслуговування (230...235 днів).

Інвентарний парк транспортних засобів:

$$n_i = \frac{n_a \cdot K_n}{K_{тр}}, \quad (19)$$

K_n - коефіцієнт добової нерівномірності перевезень, дорівнює 1,1;

$K_{тр}$ - коефіцієнт технічної готовності парку (при однозмінному режимі дорівнює 0,85).

Таблиця 21.

Параметри проїзної частини

	КРАЗ – 256	БєЛАЗ – 540Б
Ширина проїзної частини	9 м.	10 м.
Ширина обочини	1,5...1,8	
Максимальний повздовжній уклін: для машин з колісною формулою для машин з колісною формулою	2×4 – 13% 4×6 – 2%	
Порідний вал із сторони верхньої бровки уступа: висота ширина	1...1,5 м. 1,5...3 м.	

Площа складу блоків:

$$S_c = \frac{V_{бх} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot \psi}{K_3}, \quad m^2, \quad (20)$$

$V_{бх}$ - об'єм блоків, що одночасно зберігається на складі (приймаються рівними 1 – 2 місячній продуктивності кар'єру)

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 $25 m^2/m^3$.

Маса блоку:

$$M = (V_{бв} + V_{бо}) \cdot \frac{\gamma}{2}, \quad t, \quad (21)$$

$V_{бв}, V_{бо}$ - об'єми блоку відповідно до вписаних і описаних розмірів, m^3 ;

γ – щільність породи, т/м³.

ІХ. Механізація допоміжних робіт

Очистка робочих ділянок від околу і відходів виконується бульдозерами. Завантаження околу та відходів в автотранспорт може виконуватись кар'єрними екскаваторами або навантажувачами.

Таблиця 22.

Технічна характеристика пневмоколісних навантажувачів.

Показники	Л – 538 (ТО – 4)	Д – 660 (ТО – 11)	Д – 584 (ТО – 8)	ТО – 18
Вантажопідйомність, т	2	4	5	3
Місткість ковша, м ³	1,25	2	3	1,5
Ширина ковша, мм	2500	2800	3100	2440
Найбільша висота розвантаження, м	2,6	3,3	3,35	2,8
Виліт кромки ковша при найбільшій висоті розвантаження, мм	1200	1800	1340	-
Двигун:				
модель	ЯАЗ – 204А	ЯМЗ – 238 НБ	ЯМЗ – 238	АМ – 01
потужність л.с.	120	200	240	130
частота обертів об/хв.	2000	2100	2100	-
Найбільше тягове зусилля, кг	6900	9000	12600	-
Максимальна швидкість руху, км/год	43	40	40	45
Найменший радіус повороту, м	5,0	6,2	7,5	5,15
Маса, т	9,7	16,0	21,0	10,4

Таблиця 23.

Технічна характеристика гусеничних навантажувачів.

Показники	Д – 574	Д – 653	Д – 543
Вантажопідйомність, т	2,0	4,0	5,0
Місткість ковша, м ³	1,0	2,0	2,8
Ширина ковша, мм	2100	2890	3102
Найбільша висота розвантаження, м	2,7	3,08	3,2
Двигун:			
модель	СМД – 14	Д – 130	6КДМ – 50
потужність л.с.	75	130	180
Найбільше тягове зусилля, кг	6000	10000	17150
Максимальна швидкість руху, км/год	10,7	11,17	10,9
Маса, т	8,6	21,2	23,9

Експлуатаційна змінна продуктивність навантажувача визначається за формулою:

$$Q_{\Pi} = \frac{3600 \cdot K_{\Pi} \cdot T_{\text{см}} \cdot K_i}{t_{\Pi} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{зміну}, \quad (22)$$

E_k – геометрична місткість ковша, м³;

K_{Π} – коефіцієнт наповнення ковша

T_{cm} – тривалість зміни, год.;

K_i – коефіцієнт використання навантажувача у часі на протязі зміни;

$t_{ц}$ – тривалість повного робочого циклу навантаження, с.;

K_p – коефіцієнт розрихлення породи в ковші.

Коефіцієнт наповнення залежить від крупності матеріалу, розмірів і форми ковша, конструкції навантажувача та кваліфікації машиніста. Коефіцієнт наповнення при зачерпуванні піску дорівнює 0,9...1,2, щебеню – 1,0...1,2, підірваних скельних порід – 0,7...1,0.

Коефіцієнт використання навантажувача у часі на протязі зміни приймається 0,75...0,85.

Коефіцієнт роз рихлення приймається 1,2...1,3.

Тривалість повного вантажо-транспортного циклу навантажувача визначається за формулою:

$$t_{ц} = t_n + t_r + t_p + t_{п,с}, \quad (23)$$

t_n – час наповнення ковша, с.;

t_r – час руху навантаженого навантажувача до місця розвантаження, с.;

$t_{п}$ – час руху порожнього навантажувача до місця розвантаження, с.;

t_p – час розвантаження ковша, с.

$$t_r = \frac{L_r}{V_r}, \text{с}; \quad t_{п} = \frac{L_{п}}{V_{п}}, \text{с}, \quad (24)$$

L_r – відстань руху навантаженого навантажувача до місця розвантаження, м;

$L_{п}$ – відстань руху порожнього навантажувача до місця розвантаження, м;

$V_r, V_{п}$ – середня швидкість руху завантаженого та порожнього навантажувача, км/год.

Середня тривалість повного вантажно-транспортного циклу
навантажувача, с.

	Д-538	Д-584	Д-574	Д-653	Д-543
Час наповнення ковша	8 – 12	8 – 12	10 – 12	10 – 12	10 – 15
Час підйому ковша у транспортне положення	-	-	1,5 – 2,0	2 – 3	2 – 3
Підсумковий час руху навантажувача до місця розвантаження і назад на відстань 5 – 16 м.	22 – 30	29 – 41	10 – 12	10 – 12	10 – 15
Час підйому ковша до розвантажувального положення	-	-	8,5 – 9	7 – 8	13 – 14
Час розвантаження ковша	3 – 4	3 – 4	2 – 3	3 – 4	3 – 4
Час опускання ковша в транспортне положення	-	-	6 – 7	7 – 8	7 – 8
Підсумковий час переключення ричагів	-	-	8 – 10	10 – 12	10 – 15
Час повного циклу	40 – 45	50 – 55	50 – 55	50	56 – 70

Х. Кар'єрний водовідлив.

Витрати зливної води:

$$Q = C \cdot \alpha \cdot F \cdot \psi, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (25)$$

C – кліматичний коефіцієнт, дорівнює $10 \times 14 \text{ м}^3/\text{с}$ на 1 км^2 ; α – коефіцієнт що враховує всмоктування води ґрунтом, дорівнює 0,002...1,25;F – водозбірна площа, км^2 ; ψ – коефіцієнт, що враховує водопроникність ґрунту (сильно проникаючий – 0,5, не проникаючий – 1,3).

Орієнтовний річний приток води до кар'єру:

$$Q_r = K_i \cdot h \cdot S, \text{ м}^3/\text{год.}, \quad (26)$$

 K_i – коефіцієнт інфільтрації, дорівнює 0,2;

h – кількість атмосферних опадів за рік, м;

S – площа кар'єру, м^2 .

Годинний притік води до кар'єру:

$$q = \frac{Q_r}{8460}, \text{ м}^3/\text{год.}, \quad (27)$$

Потрібна потужність насосу:

$$P = 1,3 \cdot \frac{24 \cdot Q_B}{t \cdot n}, \text{ м}^3/\text{год.}, \quad (28)$$

Q_v – максимальний притік води, м³/год.;
 n – кількість відкачок за добу;
 t – час роботи насосу за одне відкачування, год.;
 $1,3$ – коефіцієнт запасу потужності насосу.

Діаметр трубопроводу:

$$D = \frac{1}{30} \sqrt[3]{Q \frac{1}{v \cdot \Pi}}, \text{ м}, \quad (29)$$

Q – продуктивність насосу, м³/год.;

v – швидкість руху води, м/с (у всмоктуючому трубопроводі – 1 – 1,15 м/с, у напірному – 1,5 – 2,5 м/с).

Діаметр труб нагнітання.

Продуктивність насосу, м ³ /год.	50	100	125	150	200	250	300
Діаметр труб нагнітання, мм.	100	150	150	150	200	200	200

Діаметр труб всмоктування на 25 – 50 мм більше діаметра напірного трубопроводу.

Орієнтовна потужність двигуна насоса:

$$N = Q \frac{H}{180}, \text{ кВт}, \quad (30)$$

Q – продуктивність насосу, м³/год.;

H – манометричний тиск, мм. вод. ст.

Місткість водозбірника:

$$W_{вс} = Q_v \left(\frac{24}{n} + 8 \right), \text{ м}^3, \quad (31)$$

Q_v – максимальний притік води, м³/год.;

n – кількість відкачок за добу.

Технічна характеристика насосних
установок кар'єрного водовідливу.

Насос.	Продуктивність, м ³ /год.	Напір, м.	Висота всмоктування, м.	Потужність двигуна, кВт.	Розміри установки, м.			Маса,
					Довжина	Ширина	Висота	
НЦС – 1	18 120 130	20,5 11,3 8,3	7	7,5	2,91	0,77	1,33	0,027
НЦС – 3	8 36 60	21,7 15,9 4,3	7	4	2,88	0,54	1,12	0,015
ЗК – 6	30 45 61 65	58 54 45 61	7 6 4,5 6	20	2,65	0,66	1,12	1,02
4К – 8	90 110 220	55 45 33	5 4 6,5	30	2,65	0,66	1,12	1,05
8К – 12	290 330 194	29 25 27	6 4,5 6,5	40	2,65	0,79	1,12	1,24
8К – 12а	250 300 220	24 21 20,7	6 4,5 6,2	30	2,65	0,74	1,12	1,15
8К – 18	290 330 200	17,5 15 17,5	6 5 6,2	22	2,65	0,74	1,12	1,11
8К – 18а	260 300	15,5 13	6 5	22	2,65	0,74	1,12	1,11
6НДв – 60	250-360 250-360 450-500	54-46 42-33 36-33	5,5 5 6,5	75 55 75	3,65	0,9	1,16	1,26 1,25 1,73
8НДв – 60	400-450 620-930	36-33 24-17,8	5,5 5,5-3	55 75	3,65	0,9	1,25	1,85
12Д – 19 – 60	580-900 540-840	21-15,2 18-11,5	5,5-3 5,5-3	55 40	3,65	0,9	1,13	1,83

ХІ. Рекультивация земель.

Об'єм знятого родючого шару:

$$V = S \cdot h, \text{ м}^3, \quad (32)$$

S – площа кар'єрного поля, м²;

h – висота родючого шару, м.

В проекті коротко обґрунтовуються основні положення рекультивациі порушених земель, та здійснюються відповідні розрахунки.

XII. Основні вимоги техніки безпеки при проведенні робіт з видобутку блоків.

В курсовому проєкті повинні бути викладені основні вимоги з охорони та безпеки праці при видобуванні стінового каменю та блоків.

Таблиця 26.

Варіанти завдань

Варіант	Тип корисної копалини	Продуктивність кар'єру по товарним блокам, м ³ /рік.	Параметри природних тріщин				Середня відстань між постільними тр., м.
			Повздовжні		Поперечні		
			Азимут простягання, град.	Середня відстань між тр., м.	Азимут простягання, град.	Середня відстань між тр., м.	
1	Туф	1000	10	9	80	8	1,8
2	Вапняк	1000	12	3	90	9	2,4
3	Гіпсовий камінь	1000	14	8	137	5	3,0
4	Мармур пон. міць.	2000	7	3	128	4	4,6
5	Мармур	2000	5	4	100	9	2,0
6	Мармуризований вапняк	2000	10	3	130	2	1,4
7	Доломіт	3000	8	8	95	6	3,2
8	Травертин	3000	10	4	120	4	5,0
9	Мармур з тв. включ.	3000	5	3	140	5	2,8
10	Габро	4000	15	7	130	7	2,6
11	Лабрадорит	4000	13	6	113	8	3,6
12	Граніт маломіцн.	4000	10	10	121	13	4,0
13	Граніт середньої міцності	5000	17	8	111	8	4,2
14	Діабаз	5000	20	3	115	2	2,0
15	Сініт	5000	10	4	128	5	2,2
16	Гранодіорит	4000	12	9	100	6	2,6
17	Граніт міц.	4000	8	9	100	8	3,0
18	Кварцит	4000	25	3	146	9	4,6
19	Роговик	3000	13	8	138	5	4,0
20	Вапняк черепашник	3000	14	3	125	4	3,0
21	Туф	3000	15	4	95	9	5
22	Вапняк	5000	7	3	90	2	5,2
23	Мармур	5000	5	8	115	6	3,0
24	Доломіт	5000	8	4	127	4	4,5
25	Габро	1000	10	3	136	5	2,5

Таблиця 26.

Варіант	Розміри кар'єрного поля, м.		Форма покладу	Коеф. міцності по Прогодяконову	Потужність корисної копалини	Потужність розкривних порід, м.		Водоводів, м ³ /год.	Розміщення покладу
	Довжина	Ширина				Сипка	Скельна		
1	400	200	Округла	5	25	-	5	10	Пологе
2	400	220	Витягнута	8	30	5	5	15	Пологе
3	500	200	Подовжена	33	45	10	7	17	Пологе
4	450	150	Подовжена	6	40	10	3	12	Похиле
5	350	300	Округла	7	45	4	4	11	Похиле
6	200	100	Округла	6	50	-	2	14	Похиле
7	250	180	Витягнута	8	35	3	3	13	Круте
8	400	300	Округла	5	30	2	1	15	Круте
9	800	300	Витягнута	8	35	1	4	10	Пологе
10	350	150	Округла	10	40	5	2	17	Пологе
11	400	250	Подовжена	10	25	-	1	16	Похиле
12	500	400	Округла	8	30	7	2	14	Похиле
13	280	300	Округла	10	45	6	1	15	Пологе
14	420	200	Витягнута	20	50	5	3	13	Пологе
15	470	300	Округла	11	25	4	1	14	Пологе
16	800	400	Подовжена	15	35	-	1	15	Пологе
17	700	400	Подовжена	15	30	5	2	12	Похиле
18	450	150	Подовжена	20	45	6	2	11	Похиле
19	290	200	Округла	18	40	5	1	10	Пологе
20	280	150	Округла	5	30	4	2	15	Пологе
21	350	280	Округла	5	35	3	1	14	Пологе
22	350	200	Подовжена	8	40	-	1	16	Пологе
23	400	200	Подовжена	8	45	2	2	17	Пологе
24	500	200	Подовжена	7	25	2	2	15	Пологе
25	500	250	Подовжена	10	30	-	1	15	Пологе