

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
«Кузбасский государственный технический
университет имени Т.Ф. Горбачева»

Кафедра открытых горных работ

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА И ОСНОВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Методические указания по выполнению самостоятельной работы
по курсу «Основы горного дела (открытая геотехнология)»
для студентов специальности 21.05.04 (130400.65) «Горное дело»,
специализаций
«Подземная разработка пластовых месторождений»,
«Шахтное и подземное строительство»,
всех форм обучения

Составители А. В. Селюков
Я. О. Литвин

Утверждены на заседании кафедры
Протокол № 32 от 06.05.2015
Рекомендованы к печати
учебно-методической комиссией
специальности 21.05.04(130400.65)
Протокол № 4 от 06.05.2015
Электронная копия находится
в библиотеке КузГТУ

Кемерово 2015

ВВЕДЕНИЕ

Целью работы является получение студентами навыков расчета главных параметров карьера и основных технологических процессов добычи различных твердых полезных ископаемых открытым способом.

Самостоятельная работа предназначена для изучения и закрепления знаний по дисциплине «Основы горного дела (открытая геотехнология)» в 4 семестре для студентов всех форм обучения направления подготовки 21.05.04 (130400.65) «Горное дело», специализаций «Подземная разработка пластовых месторождений», «Шахтное и подземное строительство».

Самостоятельная работа включает выполнение для студентов очной формы обучения – расчетно-графических работ, а для заочной формы обучения – изучение теоретического материала согласно лекциям и методикам лабораторных занятий очной формы обучения и выполнение практической части контрольной работы.

Выполнение самостоятельной работы осуществляется по индивидуальному заданию и включает расчеты, поясняющие схемы и т.п.

Работа выполняется самостоятельно, оформляется с приложением необходимого графического материала, сдается на проверку преподавателю и затем защищается.

САМОСТОЯТЕЛЬНАЯ РАБОТА СТУДЕНТА

Темы расчетно-графических работ.

№1 Расчет главных параметров карьера.

№2 Расчет параметров буровзрывных работ.

№3 Расчет и построение технологических схем выемки и погрузки вскрыши и полезного ископаемого различными видами оборудования.

№4 Расчет параметров перемещения горной массы автомобильным транспортом на карьерах.

№5 Определение объемов горно-строительных работ для сдачи карьера в эксплуатацию. Расчет объемов вскрывающих и подготовительных выработок на карьерах и их графическое изображение.

Самостоятельная работа для студентов специализации «Подземная разработка пластовых месторождений», включает расчетно-графические работы №1, №2, №3, №4.

Самостоятельная работа для студентов специализации «Шахтное и подземное строительство» включает расчетно-графические работы №1, №2, №3, №5.

Расчетно-графическая работа № 1 «Расчет главных параметров карьера»

Главные параметры карьерного поля во многом определяются углом залегания обрабатываемых пластов.

По классификации акад. В.В. Ржевского [4, с.6-7] по признаку «угол падения» залежи подразделяются:

пологие до 8–10° (их частным случаем являются горизонтальные залежи);

наклонные до 25–30°;

крутонаклонные более 25–30°;

крутые 56–90°.

В Кемеровской области угольные месторождения характеризуются преимущественно наклонным и крутым залеганием пластов.

В зависимости от угла падения угольного пласта (α) формируются особенности определения главных параметров карьерного

поля. При разработке пологих и наклонных залежей горные работы производятся только со стороны висячего бока залежи, а на крутонаклонных и крутых залежах горные работы ведутся как со стороны висячего, так и со стороны лежачего бока залежи (рис. 1.1 а,б).

Карьерное поле – пространственная фигура в массиве горных пород ограничена сверху дневной поверхностью, снизу дном, а с боков бортами погашения.

К главным параметрам карьерного поля в поперечном профиле горных работ относятся (рис.1.1 а,б):

- ширина карьера по поверхности (V_k) и по дну (V_d);
- глубина карьера (H_k);
- угол откоса рабочего борта ($\gamma_{рб}$), угол откоса нерабочего борта ($\gamma_{п}$).

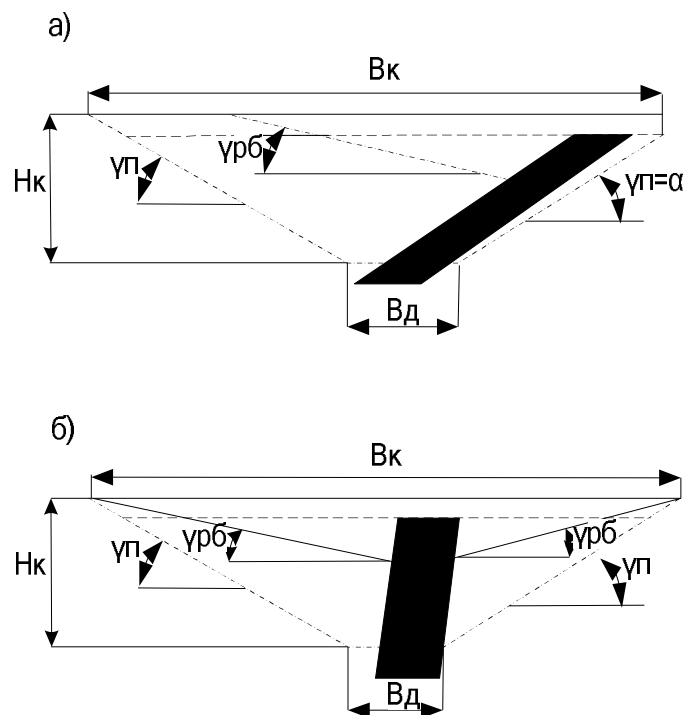


Рис. 1.1. Главные параметры карьера: а) наклонная залежь; б) крутая залежь

Углы откосов рабочего борта ($\gamma_{рб}$) карьера по длине карьерного поля в основном зависят от параметров рабочей площадки и высоты уступа, а их величина может изменяться в пределах от 18 до 25°.

Углы откосов нерабочих бортов и бортов в торцах карьера (γ) определяются свойствами вмещающих и покрывающих пород, и изменяется в пределах от 30 до 45°. Длина карьера по поверхности (L_k) определяется природными, техническими и технологическими факторами. Она устанавливается исходя из конкретных условий. Ширина карьера по верху зависит от глубины карьера и угла падения залежи.

Минимальная ширина дна карьера определяется условием разворота автотранспорта и должна быть не менее 30 метров.

Длина дна карьера (L_d), его ширина определяются длиной и шириной карьера по поверхности и углами откоса нерабочих бортов и бортов в торце карьерного поля.

Главным параметром карьерного поля является его глубина, определяющая общие объемы вскрыши и угля в карьерном поле, а так же их текущие значения.

Текущие объемы вскрыши и добычи это объемы, выполняемые в течение определенного промежутка времени (обычно за год).

Отношение объемов вскрыши к объему добычи (в тоннах) выполняемых за один и тот же промежуток времени, называется текущим коэффициентом вскрыши – K_t , m^3/t .

Согласно существующим теоретическим положениям [1] определение глубины карьерного поля принято равенство текущего и граничного коэффициента вскрыши.

Граничный коэффициент вскрыши ($K_{гр}$, m^3/t) является экономическим показателем и определяет объем вскрышных пород на единицу объема полезного ископаемого, который допустимо перемещать из массива в отвалы по условиям рентабельности открытой разработки.

В учебных целях при определении главных параметров карьера можно исходить из того, что все размеры, характеризующие поперечное сечение карьерного поля, постоянны на всем простирании залежи и рассматриваются на примере одного профиля. Значение граничного коэффициента вскрыши принято по данным проектной практики и равно $K_{гр}=8m^3/t$.

Расчетные схемы для определения глубины карьерного поля показано на рис. 1.2 и 1.3.

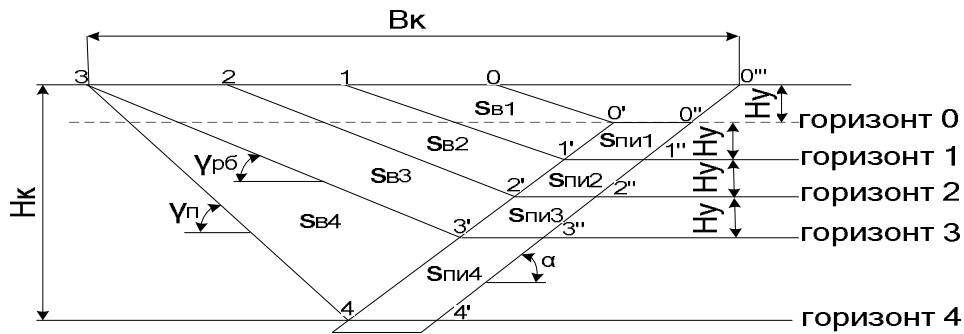


Рис. 1.2. Расчетная схема к определению глубины карьера при наклонном залегании пласта

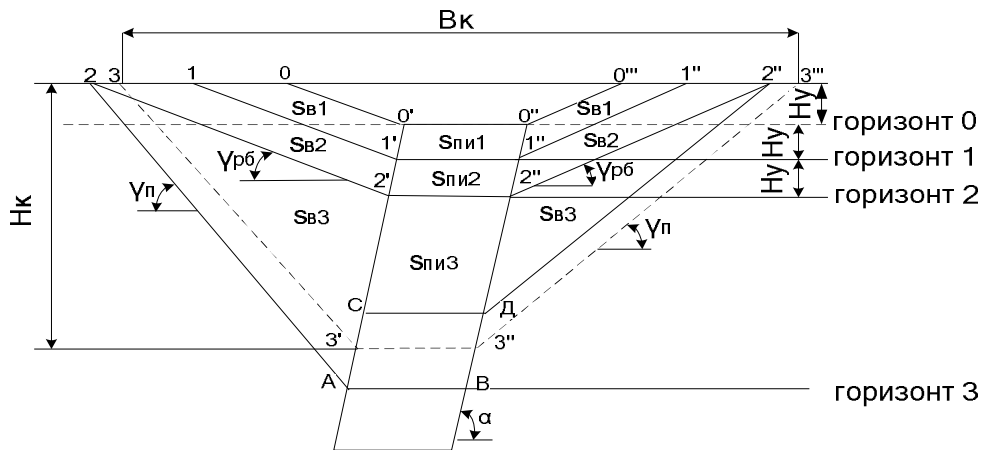


Рис.1.3. Расчетная схема к определению глубины карьера при крутом залегании пласта

Рассмотрим нахождение границ карьера с помощью названного способа на примере наклонных и крутых залежей графо-аналитическим методом.

Графо-аналитический метод расчета текущего коэффициента вскрыши включает в себя деление залежи на профиле горизонтальными линиями, которым в порядке углубления горных работ по падению пласта (ниже рыхлых отложений) присваиваются название и номер – горизонт 1, горизонт 2, горизонт 3 и т.д. В учебных целях за нулевой горизонт принимается выход пласта под наносы – горизонт 0 и от него через некоторые расстояния откладываются горизонты равные высоте уступа (H_y).

Из точек пересечения горизонтальных линий с пластом со стороны висячего бока ($0', 1', 2', 3'$) проводим линии под углом рабочего борта карьера до пересечения с поверхностью в точках 0, 1, 2, 3 (рис. 1.2) или $0'', 1'', 2''$ (рис.1.3).

Между полученными контурами 0-0'-1'-1, 1-1'-2'-2 (рис.1.2) и 0-0'-1'-1, 0''-1''-1'''-0''' (рис.1.3) определяем значения площадей вскрыши, а между контурами 0'-1'-1''-0'' (рис.1.2 и 1.3) устанавливаем значения запасов полезного ископаемого.

Результаты расчетов сводим в таблицу 1.1, где рассчитываем значения текущих коэффициентов вскрыши – находим горизонт, на котором будет равенство текущего (K_T) и граничного коэффициентов вскрыши (K_{Gr}). При перерасчете площадей вскрышной породы и запасов полезного ископаемого на их объемные значения учитывается протяженность фронта работ длиной 1 метр.

Таблица 1.1

Значения площадей вскрыши, запасов угля
и текущего коэффициента вскрыши
по горизонтам карьерного поля

Горизонт	Вскрыша, m^2	Запасы		K_T , m^3/t
		m^2	t^*	
1	$S_{в1}$	$S_{п1}$	$S_{п1}$	$K_T < K_{Gr}$
2	$S_{в2}$	$S_{п2}$	$S_{п2}$	$K_T < K_{Gr}$
3	$S_{в3}$	$S_{п2}$	$S_{п3}$	$K_T = K_{Gr}$
4	$S_{в4}$	$S_{п4}$	$S_{п4}$	$K_T < K_{Gr}$

*– при расчетах принимается плотность угля $1,35t/m^3$.

Из таблицы 1.1 видно, что равенство коэффициентов достигнуто на горизонте 3. Этот максимальный разнос бортов определяет точки на поверхности, через которые должны проходить нерабочие борта карьера.

Тогда из точки 3 (рис.1.2) проводится линии, которые соответствуют бортам погашения (отрезок 3-4) и данные по площадям запасов и вскрыши заносятся в таблицу. Вертикальное расстояние между горизонтом 4 и поверхностью является глубиной карьера, отрезок 4-4' показывает ширину карьера по дну, а расстояние между точками 3-0''' – ширина карьерного поля по верху.

Как уже отмечалось, для крутой залежи горные работы будут производиться как со стороны лежащего бока залежи, так и со стороны висячего. Для крутой залежи аналогично, как и для наклонной отстраиваются рабочие борта – отрезки 0-0', 0'''-0''' и т.д.

Из табл. 1.2 следует, что равенство коэффициентов вскрыши наступает на горизонте 2. Тогда из точек соответствующих максимальному развитию горных работ 2 и 2" проводятся линии бортов погашения – отрезки 2 А и 2 Д.

Таблица 1.2

Значения площадей вскрыши, запасов угля и текущего коэффициента вскрыши по горизонтам карьерного поля

Горизонт	Вскрыша, м ²	Запасы		К _т , м ³ /т
		м ²	т	
1	S _{в1}	S _{п1}	S _{п1}	K _т <K _{гр}
2	S _{в2}	S _{п2}	S _{п2}	K _т =K _{гр}
3	S _{в3}	S _{п2}	S _{п3}	K _т >K _{гр}

В связи с тем, что отрезки, характеризующие нерабочие борта карьера, находятся на различных уровнях глубины открытой разработки, следует выбрать за среднее положение этого уровня линию 3'-3". Из точек пересечения этого уровня с кровлей и почвой пласта (точки 3' и 3") проводим отрезки со стороны лежащего бока залежи – отрезок 3"-3'" и со стороны висячего бока залежи – отрезок 3-3" до пересечения их с поверхностью соответственно в точках 3 и 3'".

Таким образом, линия 3-3' будет границей карьера со стороны висячего бока, а линия 3"-3'" будет границей карьера со стороны лежащего бока, отрезок 3'-3" будет границей по глубине и определит ширину дна карьера В_д. Расстояние от линии 3'-3" до поверхности определит глубину карьера Н_к. Расстояние между точками 3 и 3'" будет шириной карьера В_к.

Угол откоса бортов карьера в торце карьера (γ_т) определится горно-геологическими условиями залегания (рис.1.4).

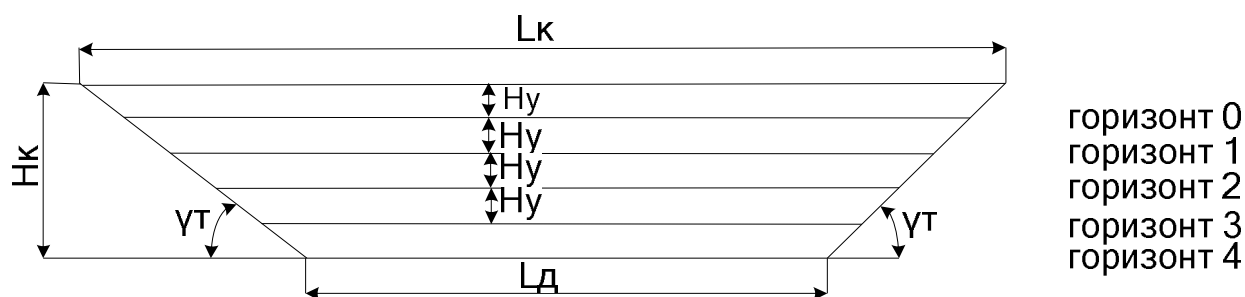


Рис.1.4. Продольное сечение карьерного поля

Длина дна карьера определяется из выражения

$$L_d = L_k \cdot 2 \cdot H_k \cdot \operatorname{ctg} \gamma \quad (1.1)$$

Объем горной массы в контурах карьера определяют по формуле (м^3):

$$V_{GM} = \sum V_B + \sum V_{\text{ПИ}} \quad (1.2)$$

Промышленные запасы полезного ископаемого составляют (т)

$$V_{\text{П}} = \sum V_{\text{ПИ}} \cdot \rho \cdot K_{\text{из}} \quad (1.3)$$

где $K_{\text{из}}$ – коэффициент извлечения полезного ископаемого ($K_{\text{из}}=0,92-0,96$).

В учебных целях производственную мощность карьера (т/год) определяют исходя из заданного темпа углубки карьера:

$$A = M \cdot h \cdot L_d \cdot \rho \cdot K_{\text{из}} \quad (1.4)$$

где h – годовой темп углубки карьера, м/год. Практически темп углубки при погрузке в автомобильный транспорт – 20-30 (м/год).

Срок службы карьера (лет) равен

$$T = T_r + T_{\text{п}} + T_z \quad (1.5)$$

где T_r , T_z – соответственно, время развития и затухания карьера ($T_r=T_z=1$ год), лет; $T_{\text{п}}$ – время работы карьера с постоянной производственной мощностью, лет

$$T_{\text{п}} = (\rho \cdot V_{\text{ПИ}} - 0,5 \cdot A \cdot (T_r + T_z)) / A \quad (1.6)$$

Для последующих расчетов используют следующие годовые объемы:

полезного ископаемого ($\text{м}^3/\text{год}$)

$$V_{\text{п.год}} = A / \rho \quad (1.7)$$

вскрышных пород ($\text{м}^3/\text{год}$)

$$V_{\text{в.год}} = A \cdot K_{\text{т.мах}} \quad (1.8)$$

горной массы ($\text{м}^3/\text{год}$)

$$V_{\text{ГМ.год}} = V_{\text{в.год}} + V_{\text{п.год}} \quad (1.9)$$

вскрышных пород, подлежащих бурению ($\text{м}^3/\text{год}$)

$$V_{\text{б.год}} = V_{\text{в.год}} \quad (1.10)$$

где $K_{\text{т.мах}}$ – максимальный текущий коэффициент вскрыши ($K_{\text{т.мах}}=K_{\text{гр}}$), $\text{м}^3/\text{т}$.

На основании расчетов по индивидуальным данным строится масштабное изображение поперечного сечения карьерного поля с нанесенными на него главными параметрами карьерного поля.

Исходные данные к расчетно-графической работе № 1

№ варианта	Угол падения залежи α , град	Высота уступа H_u , м	Нормальная мощность полезного ископаемого m , м	Длина карьера по верху L_k , м
1	26	10	5	4500
2	28	13	7	6600
3	21	14	18	2900
4	29	15	14	5100
5	22	16	17	3300
6	33	9	10	7700
7	44	8	12	4400
8	62	11	21	8100
9	70	9	31	4000
10	85	10	32	9500
11	80	15	8	9000
12	35	9	22	6000
13	63	16	33	6300
14	30	12	15	8000
15	35	14	8	8700
16	40	10	24	6400
17	37	11	34	5200
18	41	12	20	7700
19	58	12	25	3400
20	45	13	27	8800
21	50	14	25	4800
22	55	16	28	7100
23	60	12	29	10000
24	75	15	30	11200
25	80	11	40	8300

Список рекомендуемой литературы

1. Трубецкой, К. Н. Основы горного дела: учебник для обучающихся по направлению подготовки «Горное дело» / К. Н. Трубецкой. – М.: Академический проект, 2010. – 232с.

2. Трубецкой, К. Н. Открытые горные работы: справочник / К. Н. Трубецкой [и др.]; СУЭК. – М.: Горное дело, 2014. – 624с.

3. Ржевский, В. В. Открытые горные работы: Процессы открытых горных работ / В. В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – Ч. 1. – 540 с.

4. Ржевский, В. В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация В. В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – Ч. 2. – 548 с.

Расчетно-графическая работа № 2 **«Расчет параметров буровзрывных работ»**

Вскрышные породы, подлежащие разрушению буровзрывным способом, можно разделить на три группы:

легковзрываемые с пределом прочности на одноосное сжатие до $\sigma_{сж} = 40$ МПа;

средней взрываемости с пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 40-80$ МПа;

трудновзрываемые при $\sigma_{сж} = 80-100$ МПа.

Предел прочности на сжатие является одним из важных показателей технологических свойств пород.

Технологическими свойствами пород, оказывающими наибольшее влияние на их взрываемость, являются блочность массива, характеризуемая средним диаметром естественной отдельности в массиве; прочность пород, определяемая пределами прочности на сжатие, растяжение и сдвиг или одним из них; обводненность пород, оцениваемая коэффициентом влияния обводненности пород.

Расчет параметров взрывной подготовки вскрышных пород осуществляется в последовательности, изложенной далее.

Удельный расход ВВ (взрывчатого вещества) является одним из главных показателей разрушения вскрышных пород взрывом и характеризуется величиной ВВ (кг), которое требуется для разрушения 1 м^3 породы с заданной степенью дробления.

В табл. 2.1–2.6 приведены необходимые показатели для расчета величины удельного расхода ВВ.

Таблица 2.1

Классификация вскрышных пород по блочности

Сопротивляемость пород взрыву	Категория пород по блочности	Блочность пород	Величина одноосного сжатия, МПа
Легковзрываемые	I	мелкоблочные	до 40
Средней взрываемости	II	среднеблочные	40-60
	III	крупноблочные	60-80
Трудновзрываемые	IV	весьма крупноблочные	80-100
	V	исключительно крупноблочные	более 100

Удельный расход ВВ ($\text{кг}/\text{м}^3$) определяют по формуле

$$q = \frac{5000 \cdot K_{\text{ВВ}} \sqrt[3]{\sigma_{\text{сж}} (z-1)}}{\sigma_{\text{сж}} (705 - 968d - 1,5\beta + 0,6N_{\text{у}})}, \quad d_{\text{е}} = 0,02 \cdot \sigma_{\text{сж}} \quad (2.1)$$

где $K_{\text{ВВ}}$ – переводной коэффициент ВВ (табл. 2.5); $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности на сжатие, МПа (табл. 2.1); z – степень взрывного дробления; d – диаметр скважинного заряда (табл. 2.2), м; β – угол наклона скважин к горизонту, град; $N_{\text{у}}$ – высота уступа, м.

Для обеспечения качественного дробления вскрышных пород взрывом необходимо выбрать рациональный диаметр скважин исходя из прочностных свойств пород и заданной марки экскаватора по табл. 2.2. При расчете удельного расхода ВВ в учебных целях принимается, что взрываемые породы являются сухими.

Таблица 2.2

Рациональные значения диаметров скважин, м

Вместимость ковша экскаватора, м^3	Категория пород по блочности				
	I	II	III	IV	V
4-5	0,216-0,269	0,216-0,269	0,160-0,216	0,160-0,216	0,160-0,216
8-10	0,244-0,269	0,244-0,269	0,244-0,269	0,216-0,244	0,216-0,244
12-16	0,269-0,320	0,269-0,320	0,244-0,320	0,244-0,269	0,244-0,269
18-23	0,320-0,380	0,320-0,380	0,269-0,320	0,269-0,320	0,269-0,320
30-50	0,269-0,380				

Указанные диаметры скважин могут быть пробурены следующими типами буровых станков шарошечного бурения (табл. 2.3).

Таблица 2.3

Основные технологические характеристики буровых станков шарошечного бурения

Тип бурового станка	Предел прочности вскрышных пород, МПа	Диаметр скважины, м	Глубина бурения, м	Угол наклона скважин к горизонту, град
Шарошечные				
СБШ-160/200-40	60-180	160, 171, 215	40	60; 75; 90
СБШ-160/200-40Д		190; 216; 245	32	
6СБШ-200-32		245; 270	32	
СБШ-250МНА-32		250; 270	60	
РД-10		320	36	
СБШ-320-36		400	55	
СБШ-400-55		193, 269	32	
РV-271		127-228	54,9	

К взрывчатым материалам (ВВ) относят бризантные и метательные промышленные взрывчатые вещества (ВВ) и средства их инициирования (СИ). Тип ВВ выбирают исходя из технологических свойств взрывааемых пород, их обводненности, опыта применения в аналогичных условиях, возможности механизированного или ручного заряжания. К СИ, которые применяют на открытых горных работах, относят огнепроводный шнур (ОШ), средства его зажигания, капсулы-детонаторы (КД), детонирующий шнур (ДШ), неэлектрические системы инициирования типа СИНВ, пиротехнические реле-замедлители (РП) и промежуточные детонаторы (ПД).

Типы взрывчатых веществ применяемых на открытых горных работах для различных по взрываемости пород, приведены в табл. 2.4, ассортимент применяемых ВВ и рекомендуемая область их применения в табл. 2.5.

Таблица 2.4

Типы ВВ, применяемые на открытых горных работах
их характеристика

Тип ВВ	Плотность ВВ, кг/м ³	Переводной коэффициент эквивалентных зарядов К _{ВВ}
Игданит	900	1,13
Гранулит М	950	1,12
Гранулит АС-4	850	0,98
Гранулит АС-4В	1050	0,96
Граммонит 79/21*	900	1,00
Порэммит 1 МК	1250	1,25
Сибирит-1000	1250	1,29
Граммонит 30/70	950	1,13
Гранулотол	1000	1,20

* – эталонное ВВ.

Таблица 2.5

Рекомендуемые области использования ВВ для различных
категорий пород

Легковзрываемые породы	Породы средней взрываемости	Трудновзрываемые породы
Игданит, гранулит М	Гранулит АС-4, игданит, граммонит 79/21	Граммонит 79/21, гранулит АС-4

После установления величины удельного расхода ВВ для разрушения вскрышных пород в конкретных горно-геологических условиях и с известными прочностными свойствами ($\sigma_{сж}$) определяют параметры сетки скважин и величину заряда ВВ.

$$z = 1 + \frac{de^2}{E^{0,25} + K_{ВВ}} \quad (2.2)$$

К основным параметрам расположения скважинных зарядов относят глубину скважин ($L_{скв}$), величину перебура (l_p) или недобура (l_n), конструкцию заряда, длину забойки ($l_{заб}$) и заряда ВВ ($l_{зар}$), массу заряда ВВ в скважине ($Q_{скв}$), расстояние между скважинами (a) и рядами скважин (b), линию сопротивления по подошве уступа (W) и число рядов (n) скважин в заходке (рис. 3.1). Взрывание горных пород на открытых горных работах производят сплошными однородными и рассредоточенными заря-

дами. В состав сплошных зарядов входят ВВ одной марки и промежуточный детонатор. Комбинированные сплошные заряды применяют, как правило, при взрывании слабообводненных скважин, при этом обводненная часть скважины заряжается водоустойчивыми ВВ, а сухая часть – неводоустойчивыми ВВ, что позволяет снизить затраты на буровзрывные работы.

Расчет параметров буровзрывных работ

Расчет параметров сетки скважин начинается с определения глубины (м) скважины при известной высоте уступа:

$$L_{\text{скв}} = (H_{\text{у}} / \sin \beta) + l_{\text{п}}, \quad (2.3)$$

где $H_{\text{у}}$ – высота уступа, м; $l_{\text{п}}$ – длина перебура, м:

$$l_{\text{п}} = 0,06 \cdot d \cdot \sigma_{\text{сж}} \quad (2.4)$$

Длина (м) сплошного заряда:

$$L_{\text{зар}} = L_{\text{скв}} - l_{\text{заб}} \quad (2.5)$$

где $l_{\text{заб}}$ – длина забойки, м:

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{п}} + 11,3 \cdot d^{0,75} \cdot d e^{-0,5} \cdot \left(\frac{\Delta}{1000} \right)^{0,5} \quad (2.6)$$

Масса (кг) скважинного заряда:

$$Q_{\text{скв}} = P \cdot L_{\text{зар}} \quad (2.7)$$

где P – вместимость 1 м скважины, кг.

$$P = 0,25 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \rho \quad (2.8)$$

где ρ – плотность ВВ, кг/м³ (табл.2.4).

При высоте уступа от 10 до 20 м для более качественного дробления породы заряд ВВ целесообразно рассредоточивать на две части.

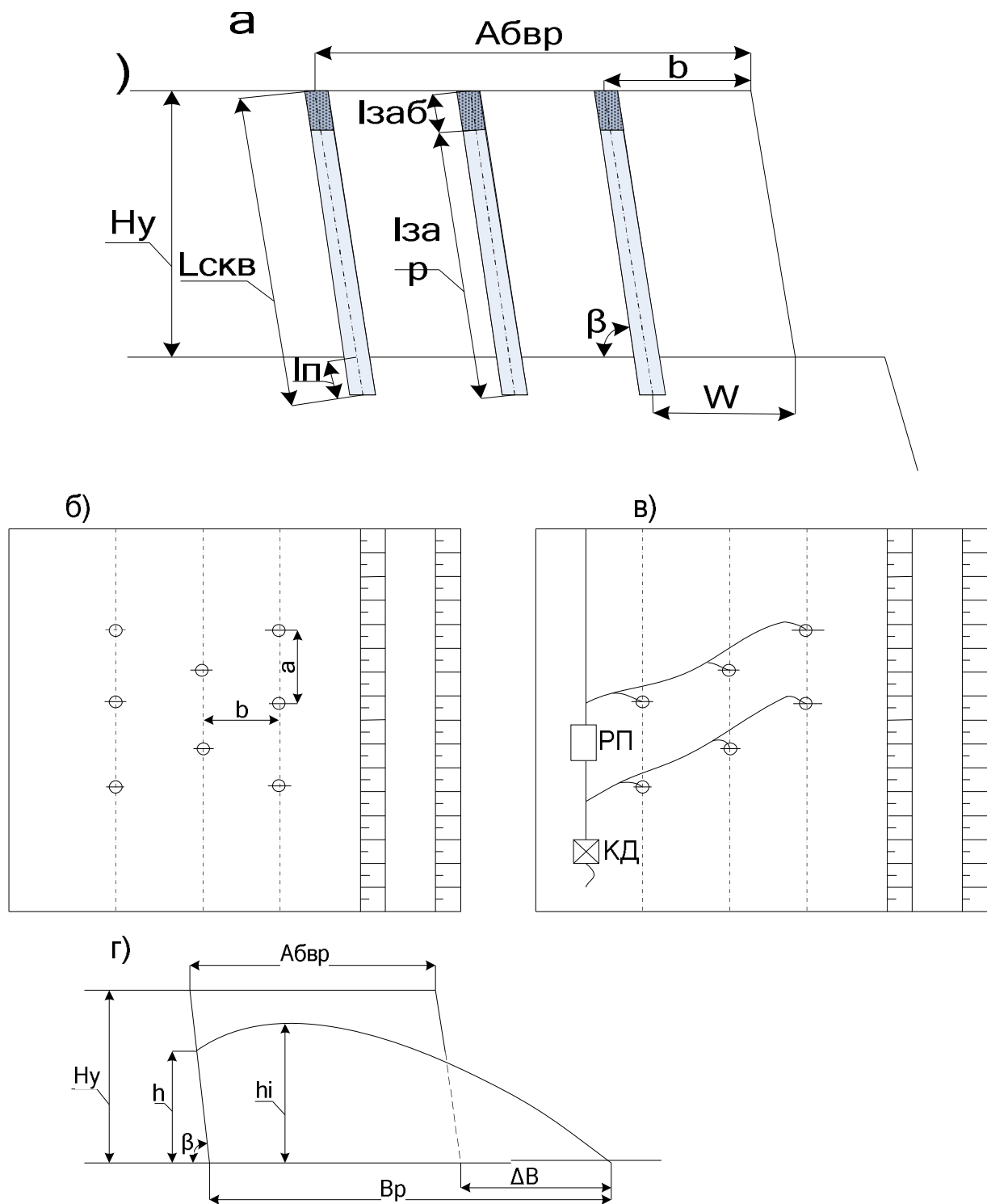


Рис. 2.1. Параметры сетки скважин: а) наклонные скважины (профиль уступа); б) сетка скважин в плане уступа; в) схема взрыва; г) профиль развала взорванной породы.

В этом случае масса части заряда составляет:

- верхней

$$Q_{ЗВ} = 0,3 \cdot Q_{СКВ} \quad (2.9)$$

- нижней

$$Q_{3н} = 0,7 \cdot Q_{скв} \quad (2.10)$$

Между верхней и нижней частями заряда оставляется воздушный (инертный) промежуток, величина которого равна:

- для наклонных скважин:

$$l_{пн} = 0,00125 \cdot (340 - 0,1 \cdot \sigma_{сж} - 0,01 \cdot \sigma_{сж}) \cdot L_{зар} \quad (2.11)$$

Далее определяют расстояние (m) между скважинами в ряду:

$$a = \sqrt{\frac{m \cdot Q_{скв}}{q \cdot H_y}}, \quad (2.12)$$

где m – коэффициент сближения скважин.

$$m = 0,85 + 0,3 \cdot de \quad (2.13)$$

Расстояние (m) между рядами скважин равно

$$b = \frac{a}{m} \quad (2.14)$$

Количество рядов скважин в заходке может быть только целым числом, т.е.

$$n_p = \frac{Ab_{вр}}{b} \quad (2.15)$$

где $Ab_{вр}$ – ширина буровзрывной заходки, м.

На практике ширина буровзрывной заходки может быть равна или близка к ширине экскаваторной заходки:

$$Ab_{вр} \approx A_{э} = (1,5 - 1,7) \cdot R_{чу} \quad (2.16)$$

где $A_{э}$ – ширина экскаваторной заходки, м; $R_{чу}$ – радиус черпания на уровне стояния экскаватора (табл. 3.1) м.

Для качественного дробления породы необходимо, чтобы линия сопротивления по подошве уступа W (горизонтальное расстояние от первого ряда скважин до нижней бровки откоса уступа) отвечала следующим условиям:

- для наклонных скважин

$$W = b \quad (2.17)$$

где b – ширина призмы возможного обрушения, м;

$$b = H_y \cdot (\text{ctg} \alpha_y - \text{ctg} \alpha) \quad (2.18)$$

где α , α_y – соответственно, рабочий и устойчивый углы откоса уступа ($\alpha = 75^\circ$, $\alpha_y = 60^\circ$), град.

В то же время расстояние от верхней бровки уступа до первого ряда скважин должно быть больше или равно (в соответствии с правилами техники безопасности) величине бермы безопасности ($b=3\text{м}$), т.е. необходимо выполнение условия

$$b \geq 3 \quad (2.19)$$

При взрыве горной массы целесообразно, чтобы ширина развала равнялась ширине экскаваторной заходки ($V_p = A_э$) или ее кратной ширине $V_p = (2?3) A_э$.

Расчет производительности и необходимого количества буровых станков

Бурение скважин буровым станком связано с выполнением основных и вспомогательных операций. К основным операциям относится собственно бурение скважины. К вспомогательным операциям относятся опускание, подъем, наращивание и разъединение бурового става, очистка скважины от бурового шлама, замена породоразрушающего инструмента, перемещение станка на место бурения новой скважины и др. Для конкретных условий бурения и принятого типа бурового станка с достаточной точностью можно считать, что время бурения и выполнения вспомогательных операций, приходящееся на 1 м скважины, является величиной постоянной.

Сменная производительность бурового станка (м/см):

$$P_{см} = 65 - 25 \cdot d_e + 700 \cdot d - 150 \cdot d \cdot d_e \quad (2.20)$$

Суточная производительность бурового станка (м/сут):

$$P_{сут} = P_{см} \cdot n_{см} \quad (2.21)$$

где $n_{см}$ – число смен в сутки ($n_{см} = 3$).

Годовая производительность бурового станка (м/год):

$$P_{год} = P_{сут} \cdot n_{г} \quad (2.22)$$

где $n_{г}$ – число рабочих дней бурового станка в году ($n_{г} = 252$).

Необходимое количество буровых станков (рабочий парк):

$$N_{р.б} = V_{б.год} / P_{го} \quad (2.23)$$

где $V_{б.год}$ – годовой объем бурения, м/год.

Исходные данные к расчетно-графической работе № 2

№ варианта	Величина одноосного сжатия, МПа	Вместимость ковша экскаватора, м ³
1	50	5
2	52	8
3	54	10
4	57	12
5	60	15
6	65	18
7	68	20
8	70	5
9	73	8
10	75	10
11	80	12
12	82	15
13	86	18
14	88	20
15	90	5
16	92	8
17	96	10
18	100	12
19	102	15
20	105	18
21	108	20
22	110	5
23	112	8
24	115	10
25	120	12

Угол наклона скважины 75°

Список рекомендуемой литературы

1. Репин, Н. Я. Подготовка горных пород к выемке: учеб. пособие. – М.: Мир горной книги, МГГУ, 2009. – 188 с.

2. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах: сб. документов. Сер. 13. Вып. 1 / кол. авт. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», Госгортехнадзора России, 2004. – 232 с.

3. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации. Сер. 13. Вып. 2 / кол. авт. – М.: ГУП «НТЦ «Промыш-

ленная безопасность» Госгортехнадзора России, 2002. – 80 с.

4. Справочник. Открытые горные работы / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, Е. К. Винницкий [идр.]. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.

5. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы: учеб. для вузов / В. В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – 509 с.

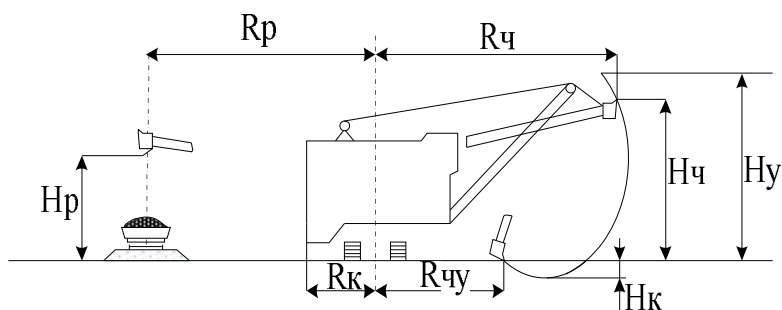
6. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учеб. для вузов по направлению «Горное дело» специальности «Открытые горные работы» / Ю.И. Анистратов – М.: Недра, 1995. – 225 с.

Расчетно-графическая работа № 3 **«Расчет и построение технологических схем выемки** **ипогрузки вскрыши и полезного ископаемого** **различными видами оборудования»**

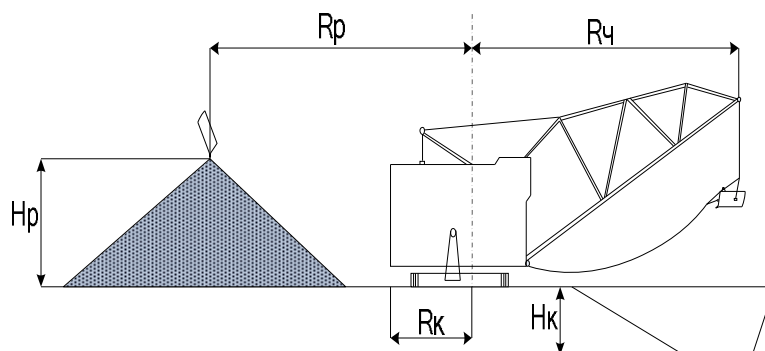
Выемочно-погрузочные работы представляют собой процесс отделения породы от целика или предварительно разрыхленного массива и перемещения ее в средства транспорта или отвал. Для механизации этого процесса используют одноковшовые выемочно-погрузочные машины циклического действия и многоковшовые экскаваторы непрерывного действия. Производительность экскаваторных машин зависит от качества подготовки экскавируемых пород, транспортного оборудования, климатических условий и др. Особое влияние на производительность выемочно-погрузочных машин оказывают параметры экскаваторного забоя и технология работ. На практическом занятии рассматривают работу экскаваторов-мехлопат как наиболее распространенного типа выемочно-погрузочного оборудования, расчет ширины рабочей площадки и основных параметров уступа.

Основными технологическими параметрами одноковшовых экскаваторов являются вместимость ковша, габариты, масса, преодолеваемый уклон, удельное давление и рабочие параметры. К рабочим параметрам экскаватора относят радиус, высоту черпания и разгрузки, глубину копания (рис. 3.1).

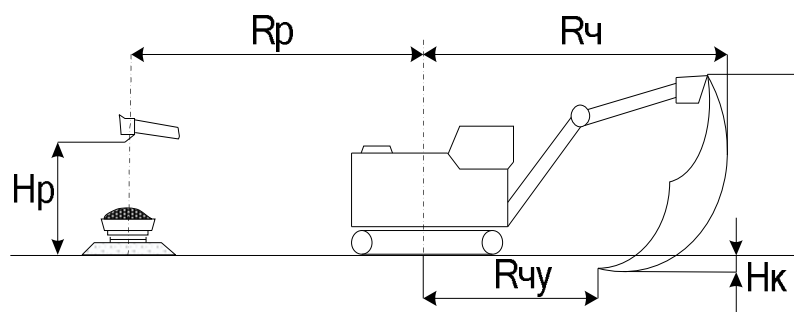
Экскаватор
типа
прямая
мехлопата
(ЭКГ)



Экскаватор
шагающий -
драглайн (ЭШ)



Экскаватор
типа прямая
гидравлическая
лопата (ЭГ)



Экскаватор
типа обратная
гидравлическая
лопата (ЭГО)

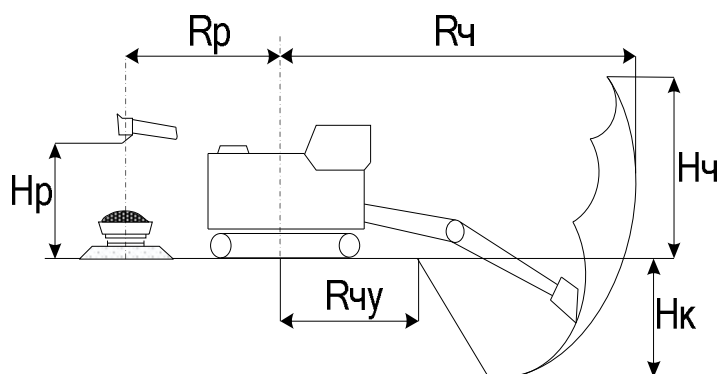


Рис.3.1. Рабочие параметры одноковшовых экскаваторов

Радиус черпания ($R_{ч}$) – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша.

Радиус черпания на горизонте установки экскаватора ($R_{чу}$) – максимальный радиус черпания на уровне установки экскаватора.

Высота черпания ($Hч$) – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша.

Радиус разгрузки ($Rр$) – горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковша в момент разгрузки.

Высота разгрузки ($Hр$) – вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша при разгрузке.

Технологические параметры экскаватора зависят от длины и угла наклона стрелы и рукояти и могут быть минимальными (min) и максимальными (max).

Различают три типа экскаваторных забоев: торцевой (боковой), тупиковый (траншейный), фронтальный (продольный). Наибольшее распространение получил торцевой забой, при котором обеспечивается высокая производительность экскаватора. Это объясняется небольшим средним углом поворота экскаватора на разгрузку (не более 90 градусов), удобной подачей транспортных средств под погрузку и минимальными простоями при перемещении транспортных коммуникаций. Тупиковый забой применяют при проведении траншей. Фронтальный забой используют редко, в основном при разработке разнородных заходок. При этом типе забоя из-за большего среднего угла поворота экскаватора к разгрузке, малой ширины заходки, частого перемещения экскаватора и транспортной полосы производительность экскаватора является низкой.

Забой-площадку применяют при разработке горных пород-выемочно-транспортирующими машинами типа бульдозер и скрепер.

Для механизации этого процесса наиболее часто используют одноковшовые экскаваторы циклического действия. Производительность экскаваторов зависит от качества подготовки экскавируемых пород, транспортного оборудования, климатических и других условий, в частности параметров экскаваторного забоя и принятой технологии разработки месторождения.

Таблица 3.1

Рабочие параметры экскаваторов мехлопат

Параметры	Марка экскаватора							
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-8УС	ЭКГ-10	ЭКГ-15	ЭКГ-17	ЭКГ-20А	ЭКГ-5У
Вместимость ковша, м ³	5,0	8,0	8,0	10,0	15,0	17	20,0	5,0
Максимальный радиус черпания R _{ч.тах} , м	14,5	18,4	19,8	18,4	22,6	22,6	22,1	23,7
Максимальный радиус разгрузки R _{р.тах} , м	12,3	16,3	17,9	16,3	20,0	20,0	20,0	22,1
Максимальная высота черпания H _{ч тах} , м	10,3	13,5	17,6	13,5	16,4	15,6	17,9	22,2
Максимальная высота разгрузки H _{р тах} , м	6,7	8,6	12,5	8,6	10,0	10,0	11,5	17,5
Радиус черпания на горизонте установки экскаватора R _{чу} , м	9,04	12,2	13,5	12,6	15,6	15,6	15,2	14,5
Радиус вращения кузова R _к , м	5,0	7,8	7,8	7,7	10,0	-	9,6	7,78
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки R _{р^н} , м	11,8	15,6	16,5	15,4	19,5	-	18,2	18,6

Технологические схемы выемки горных пород мехлопатами в боковом забое

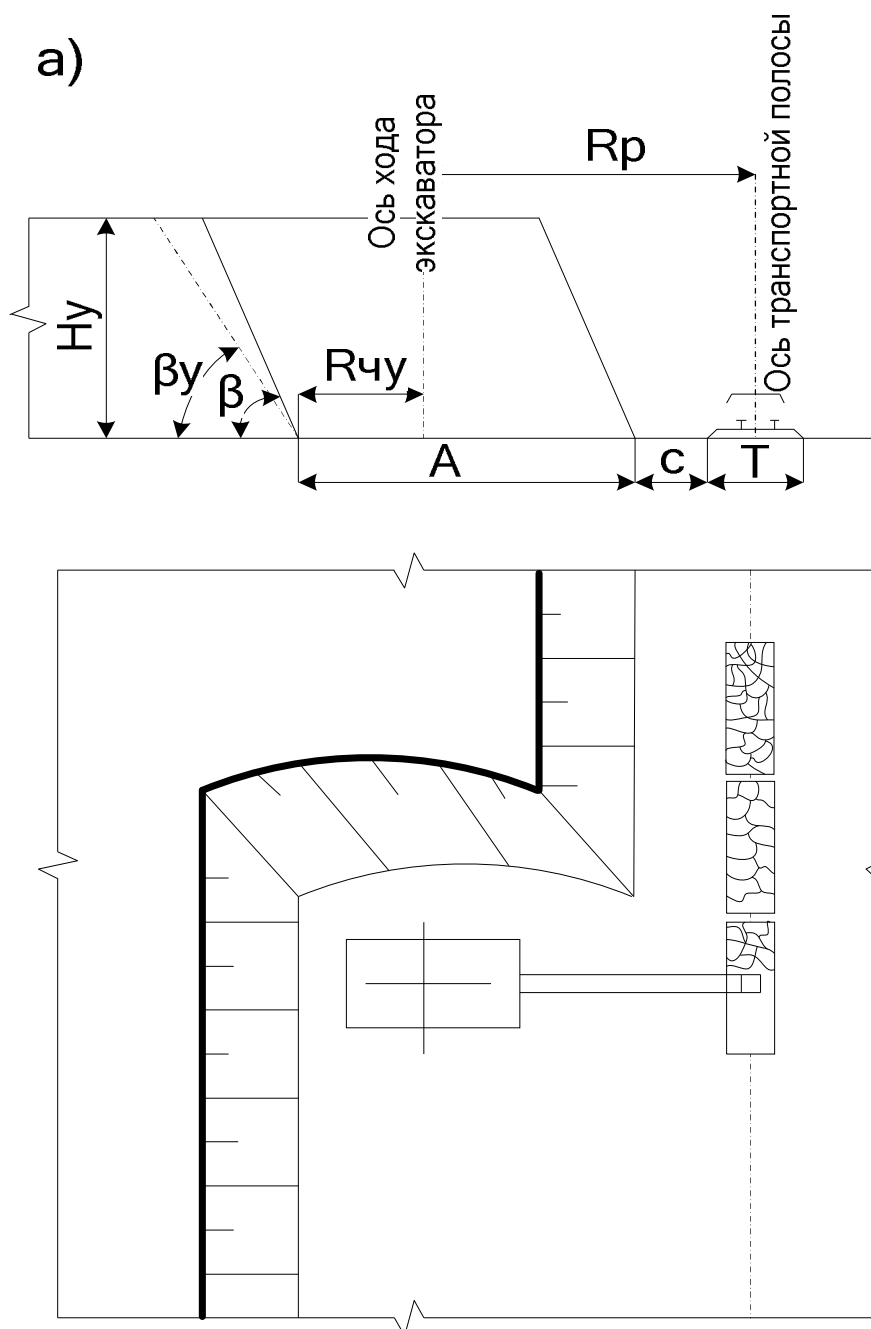
Расчет параметров забоев технологических схем заключается в определении высоты уступа, ширины заходки, углов рабочего и устойчивого откосов уступа, мест расположения в забое экскаватора и транспорта под погрузку (рис. 3.3).

Расчет параметров забоя технологических схем заключается в определении высоты уступа, ширины заходки, углов откоса уступа и параметров места расположения экскаватора.

При разработке мягких пород с целью исключения образования навесей и козырьков высота уступа не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора:

$$U \leq H_{ч.мах} \quad (3.1)$$

где H_u – высота уступа, ($H_u = h_0$) м; $H_{ч.мах}$ – высота черпания экскаватора (табл. 4.1), м.



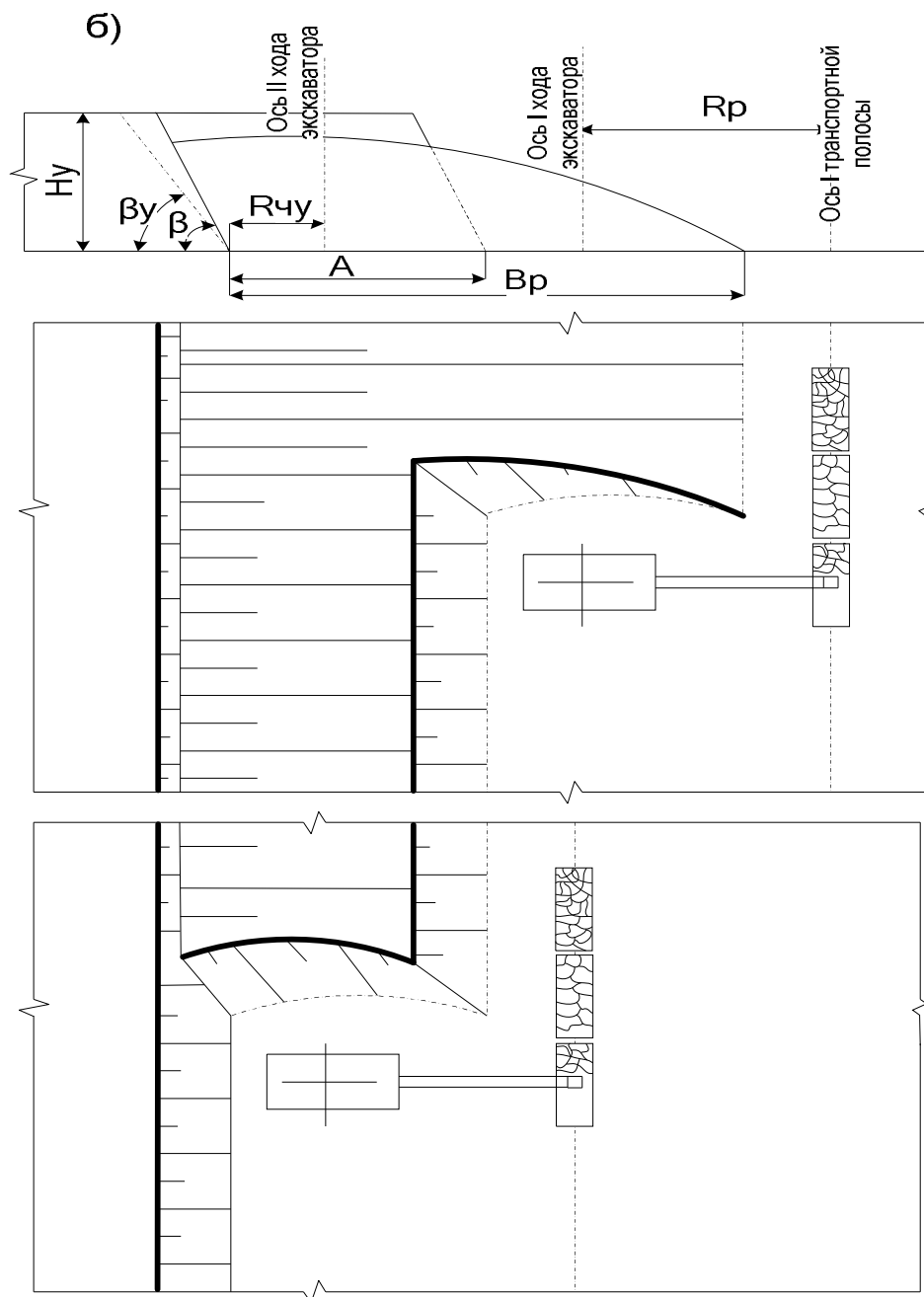


Рис. 3.3. Технологические схемы выемки пород экскаваторами мехлопатами в боковом забое: а) мягких; б) взорванных скальных пород

При разработке скальных пород высота уступа в массиве должна удовлетворять следующему условию:

$$H_y \leq 1,5 Nч \quad (3.2)$$

В то же время высота развала h_p в этом случае должна удовлетворять условию

$$h_p \leq 1,5 Nч. \max \quad (3.3)$$

Ширину заходки в боковом забое определяют по формуле

$$A_{\text{э}} = (1,5 - 1,7) \cdot R_{\text{чу}} \quad (3.4)$$

где $R_{\text{чу}}$ – радиус черпания на горизонте установки экскаватора, (табл. 3.1) м.

Углы откосов уступа принимаются в следующих пределах:

- в массиве мягких пород
рабочий $\alpha = 45^\circ$; устойчивый $\alpha_{\text{у}} = 35^\circ$;
- в массиве коренных пород
рабочий $\alpha = 75^\circ$; устойчивый $\alpha_{\text{у}} = 60^\circ$.

Расчет параметров этой схемы ведется для условий, когда марка экскаватора типа мехлопата задана в исходных данных либо когда экскаватор необходимо выбрать по заданной высоте уступа.

При определении параметров рабочей площадки следует стремиться к тому, чтобы ее ширина была минимальной. Чем меньше ширина рабочей площадки, тем меньше текущий коэффициент вскрыши.

Технологическая схема работы мехлопаты при разработке мягких пород траншейном забое с погрузкой средства транспорта на уровне стояния экскаватора

Технологическая схема, приведенная на рис. 3.4 может применяться с использованием экскаваторов типа прямая и обратная лопата с электрическим или гидравлическим приводом, автомобильным, реже конвейерным и железнодорожным видами транспорта. При проходке разрезной траншеи по скальным породам, ось хода экскаватора располагается, как правило, по центру траншеи. Марка автосамосвала выбирается исходя из вместимости ковша экскаватора и дальности транспортирования вскрыши в соответствии. Ширина траншеи по низу, по возможности установки экскаватора, м;

$$B_{\text{т}} = 2 \cdot (R_{\text{к}} + m) \quad (3.5)$$

Ширину траншеи обычно принимают минимальной по требованию установки автотранспорта и возможностям экскаватора.

При необходимости ширина траншеи может быть увеличена. В этом случае экскаватор передвигается зигзагообразно или траншею проводят короткими поперечными заходками.

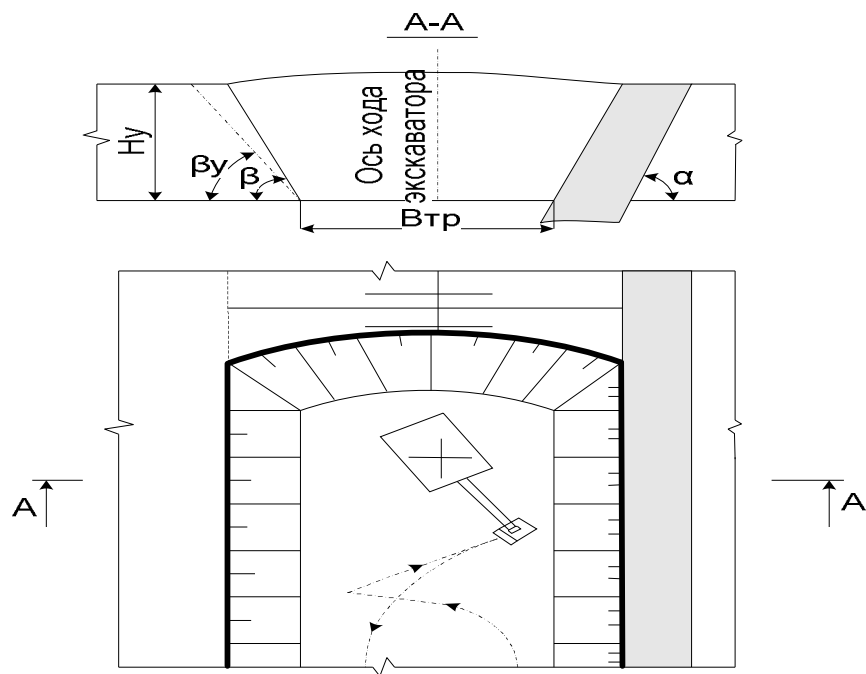


Рис. 3.4. Схема работы мехлопаты при разработке скальных пород в траншейном забое с погрузкой в средства транспорта на уровне стояния экскаватора

Расчет производительности экскаваторов механическихлопат

Различают паспортную, техническую и эксплуатационную производительность экскаватора. В свою очередь эксплуатационная производительность может быть сменной, суточной, месячной и годовой.

Паспортная производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{ч}$) определяется только конструктивными параметрами машин:

$$Q_{\text{э.п}} = \frac{3600 E}{\text{тц.п}}, \quad (3.8)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3 ; тц.п – паспортная продолжительность цикла экскаватора (табл. 3.3), с.

Технической производительностью ($\text{м}^3/\text{ч}$) является наибольшая возможная часовая производительность экскаватора при непрерывной работе в конкретных горно-геологических условиях:

$$Q_{\text{э.т}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_3 \cdot K_э}{\text{тц}}, \quad (3.9)$$

где K_z – коэффициент влияния параметров забоя ($K_z = 0,8-0,9$); K_ε – коэффициент экскавации (табл. 3.2); t_ε – продолжительность цикла экскавации в конкретных горно-геологических условиях (табл. 3.3), с.

Коэффициент экскавации представляет собой следующее выражение:

$$K_\varepsilon = K_H / K_P, \quad (3.10)$$

где K_H – коэффициент наполнения ковша (табл. 3.3); K_P – коэффициент разрыхления породы в ковше (табл. 3.3).

Таблица 3.2

Коэффициенты разрыхления горной массы и наполнения ковша

Категория пород по блочности	Расчетная плотность горной массы в целике, кг/м ³	Коэффициент разрыхления породы в ковше	Коэффициент наполнения ковша	Коэффициент экскавации (мехлопаты)
		K_P	K_H	K_ε
I	1600	1,15	1,05	0,91
II	1800	1,25	1,05	0,84
III	2000	1,35	0,95	0,70
IV	2500	1,50	0,90	0,60
V	3500	1,60	0,90	0,56

Таблица 3.3

Время цикла экскаватора при погрузке в транспорт, с

Категория пород по блочности	Марка экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-12	ЭКГ-20
I	25,0	29,0	31,5	32,5
II	27,7	32,1	34,8	35,8
III	29,8	34,7	38,0	38,8
IV	31,7	36,9	40,1	41,2
V	33,2	38,2	41,3	42,7
Паспортное время цикла t_ε , с	23	26	28	28

Примечание. Время цикла экскаватора ЭКГ-10 может быть принято равным времени цикла ЭКГ-8И, а для экскаватора ЭКГ-15 – равным времени цикла ЭКГ-12. Для других моделей экскаваторов время цикла рассчитывается самостоятельно.

Сменная эксплуатационная производительность ($\text{м}^3/\text{см}$) характеризует объем работы, который выполняет экскаватор за смену с учетом времени на технические, технологические и организационные перерывы.

$$Q_{\text{э.см}} = Q_{\text{э.т}} \cdot T_{\text{э.см}} \cdot K_{\text{и}}, \quad (3.11)$$

где $T_{\text{э.см}}$ – продолжительность смены ($T_{\text{э.см}} = 8$), ч; $K_{\text{и}}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены ($K_{\text{и}} = 0,6-0,8$).

Суточная производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{сут}$):

$$Q_{\text{э.с}} = Q_{\text{э.см}} \cdot n_{\text{э.см}}, \quad (3.12)$$

где $n_{\text{э.см}}$ – количество смен работы экскаватора в течение суток ($n_{\text{э.см}}=3$).

Месячная производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{мес}$):

$$Q_{\text{э.м}} = Q_{\text{э.см}} \cdot n_{\text{э.р}}, \quad (3.13)$$

где $n_{\text{э.р}}$ – количество рабочих дней экскаватора в течение месяца ($n_{\text{э.р}}=21$).

Годовая производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{год}$):

$$Q_{\text{э.г}} = Q_{\text{э.с}} \cdot n_{\text{э.г}}, \quad (3.14)$$

где $n_{\text{э.г}}$ – количество рабочих дней экскаватора в году ($n_{\text{э.г}}= 252$).

Необходимое количество экскаваторов в работе (рабочий парк):

$$N_{\text{э.р}} = V/Q_{\text{э.г}}, \quad (3.15)$$

где V – годовой объем горной массы, вскрыши и полезного ископаемого, перерабатываемой карьером, $\text{м}^3/\text{год}$.

Инвентарный парк экскаваторов:

$$N_{\text{э.и}} = N_{\text{э.р}} \cdot f_{\text{э}}, \quad (3.16)$$

где $f_{\text{э}}$ – коэффициент резерва экскаваторного парка ($f_{\text{э}} = 1,2-1,4$).

Исходными данными к расчетно-графической работе № 3 являются параметры полученные в РГР №2.

Список рекомендуемой литературы

1.Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П. И. Томаков, И. К. Наумов. – М.: Недра, 1986. – 312 с.

2.Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учебник для вузов / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Ани-

стратов. – М.: Горное дело, 2008. – 447с.

3.Щадов, М. И. Справочник механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины циклического действия / М. И. Щадов, Р. Ю. Подэрни, Е. Н. Улицкий и др. – М.: Недра, 1989. – 374 с.

4.Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР. – Челябинск, 1991. – 350 с.

Расчетно-графическая работа № 4 **«Расчет параметров перемещения горной массы** **автомобильным транспортом на карьерах»**

Карьерный транспорт предназначен для перевозки горной массы от забоев к пунктам разгрузки и является связующим звеном в общем технологическом процессе. Ему присущи следующие особенности: значительный объем и сосредоточенная направленность перемещения карьерных грузов при относительно небольшом расстоянии транспортирования; периодический перенос забойных и отвальных путей (автодорог) в процессе работы карьера; значительная крутизна преодолеваемых подъемов в груженом направлении.

Интенсивность работы карьерного транспорта характеризуется **грузооборотом карьера**, который определяется **количеством груза, перемещаемого в единицу времени**. Различают часовой, сменный, суточный и годовой грузообороты карьера (m^3):

$$Q_{гр} = V/T, \quad (4.1)$$

где V – объем горной массы, перевозимой карьерным транспортом за время T .

Грузооборот (или его часть), характеризующийся устойчивым во времени направлением перемещения, называется **грузопотоком**. Грузопоток может быть сосредоточенным, когда все грузы перемещаются из карьера в одном направлении по одним транспортным коммуникациям, и рассредоточенным, когда не соблюдаются вышеуказанные условия.

Транспортные коммуникации характеризуются планом и профилем трассы. План трассы (горизонтальная проекция трассы) состоит из кривых участков и закруглений, сопряженных переходными кривыми.

Продольный профиль (вертикальная проекция) трассы состоит из подъемов, спусков и горизонтальных участков. Величина подъема (i) измеряется тангенсом его угла, выраженным в тысячных долях (промилях— ‰):

$$i = 1000 \operatorname{tg} (h_p/l), \quad (4.2)$$

где h_p – высота подъема (спуска) на участке длиной l , м.

Максимальный уклон (i) в грузовом направлении называется ограничивающим (руководящим). Обычно этот уклон достигает своих значений в выездных траншеях.

По **принципу действия** весь **карьерный транспорт** делится на два вида: **непрерывный** (конвейерный, трубопроводный, канатные дороги); **цикличный** (железнодорожный, автомобильный, скиповой, конвейерные поезда, пневмоконвейерный, гравитационный). Из всех этих видов в настоящее время наибольшие объемы горной массы на карьерах перевозятся **автомобильным и железнодорожным** транспортом.

В данной работе рассматривается технологический расчет автомобильного транспорта.

Технологический расчет автомобильного транспорта

Технологический расчет автомобильного транспорта состоит в обосновании типа автосамосвалов, определении их производительности и необходимого количества, а также пропускной и провозной способности автодорог, организации движения автотранспорта. Тип автосамосвала рекомендуется выбирать исходя из дальности транспортирования горной массы из забоя к месту его складирования и вместимости ковша экскаватора, применяемого на погрузке (табл. 4.1). Как правило, число автосамосвалов рассчитывается для каждого экскаватора. Рабочий парк устанавливается по условию обеспечения непрерывной работы рабочего парка экскаваторов при ритмичной подаче порожних автосамосвалов в забой.

Число автосамосвалов, которое может эффективно использоваться в комплексе с одним экскаватором:

$$n_a = \frac{T_p}{t_p}, \quad (4.3)$$

где T_p – время рейса автосамосвала, мин; t_p – время погрузки автосамосвала, мин.

$$T_p = t_{п} + t_{дв} + t_{р} + t_{м} + t_{ож}, \quad (4.4)$$

где $t_{п}$ – время погрузки автосамосвала, мин; $t_{дв}$ – время движения в грузовом и порожнем направлении, мин; $t_{р}$ – время разгрузки (табл. 4.4), мин; $t_{м}$ – время на маневры, мин; $t_{ож}$ – время ожидания автосамосвала у экскаватора (табл. 4.4), мин.

Время погрузки автосамосвала (мин):

$$t_{п} = \frac{V_a \cdot K_p}{60 E K_n} t_{ц}, \quad (4.5)$$

где V_a – вместимость кузова автосамосвала (в целике, табл. 4.2), м³; K_p , K_n – коэффициенты, соответственно, разрыхления и наполнения ковша (табл. 3.3); E – вместимость ковша экскаватора, м³; $t_{ц}$ – продолжительность цикла экскавации в конкретных горно-геологических условиях, с.

Время движения автосамосвала (мин):

$$t_{дв} = t_{гр} + t_{пор}, \quad (4.6)$$

где $t_{гр}$, $t_{пор}$ – время движения автосамосвала, соответственно, в грузовом и порожняковом направлениях, мин:

$$t_{гр} = K_{рт} \left(\frac{60L_{от}}{v_{от}} + \frac{60L_{ст}}{v_{ст}} + \frac{60L_{зд}}{v_{зд}} \right); \quad (4.7)$$

$$t_{по} = K_{рт} \left(\frac{60L_{от}}{v'_{от}} + \frac{60L_{ст}}{v'_{ст}} + \frac{60L_{зд}}{v'_{зд}} \right), \quad (4.8)$$

где $L_{от}$ – длина отвальных дорог ($L_{от} = 1,5-2,0$), км; $L_{ст}$ – длина стационарных дорог, равна расстоянию от карьера до отвала (см. индивидуальное задание), км; $L_{зд}$ – длина забойных дорог ($L_{зд} = 0,5 L_k$), км; L_k – длина карьера по дну, км; $v_{от}$, $v_{ст}$, $v_{зд}$ и $v'_{от}$, $v'_{ст}$, $v'_{зд}$ – скорости движения автосамосвала, соответственно, в груженом и порожняковом направлениях, по отвальным, стационарным и забойным автодорогам, км/ч (табл. 4.3); $K_{рт}$ – коэффициент, учитывающий разгон и торможение автосамосвала ($K_{рт} = 1,1$).

Время на маневры автосамосвала при погрузке и разгрузке (мин):

$$t_{м} = t_{мп} + t_{мр}, \quad (4.9)$$

где $t_{мп}$, $t_{мр}$ – время на маневры, соответственно, при погрузке и разгрузке автосамосвала (табл. 4.4), мин.

Таблица 4.1

Условия применения карьерных автосамосвалов

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Дальность транспортирования, км			
	1	3	5	7
5	БелАЗ-540А БелАЗ-7548	БелАЗ-7548	БелАЗ-7509	БелАЗ-7509
10	БелАЗ-7548 БелАЗ-7509	БелАЗ-7509	БелАЗ-75191	БелАЗ-75191
15	БелАЗ-75191	БелАЗ-75191 БелАЗ-7521	БелАЗ-7521	БелАЗ-7521
20	БелАЗ-75191 БелАЗ-7521	БелАЗ-75191 БелАЗ-7521	БелАЗ-75191 БелАЗ-7521	БелАЗ-75191 БелАЗ-7521

Таблица 4.2

Вместимость кузова автосамосвала при транспортировке различных категорий пород по крепости

Марка автосамосвала	Грузоподъемность, т	Вместимость кузова, м ³	Категория пород по блочности				
			I	II	III	IV	V
БелАЗ-540А	27	15,3	16,9	15,0	13,5	10,8	7,7
БелАЗ-7548	42	21,7	25,0	22,2	20,0	16,0	11,4
БелАЗ-7509	75	41,0	46,8	41,6	37,5	30,0	21,4
БелАЗ-75191	110	44,0	68,8	61,1	55,0	44,0	31,4
БелАЗ-7521	180	95,0	112,5	100	90	72	51,4

Техническая производительность автосамосвала (м³/ч):

$$Q_{a.t} = \frac{60 V_a}{T_p} \quad (4.10)$$

Сменная производительность автосамосвала (м³/см):

$$Q_{a.cm} = \frac{60 \cdot T_{a.cm} \cdot K_{i.a}}{T_p} \cdot V_a, \quad (4.11)$$

где $K_{i.a}$ – коэффициент использования автосамосвала в течение смены ($K_{i.a} = 0,7-0,8$); $T_{a.cm}$ – продолжительность смены, ($T_{a.cm} = 8$), ч.

Суточная производительность автосамосвала (м³/сут):

$$Q_{a.c} = Q_{a.cm} \cdot n_{a.cm}, \quad (4.12)$$

где $n_{a.cm}$ – количество рабочих смен автосамосвала в сутки ($n_{a.cm} = 3$).

Месячная производительность автосамосвала (м³/мес):

$$Q_{a.m} = Q_{a.c} \cdot n_{a.m}, \quad (4.13)$$

где $n_{a.m}$ – количество рабочих дней автосамосвала в течение месяца ($n_{a.m}=21$).

Годовая производительность автосамосвала ($m^3/год$):

$$Q_{a.g} = Q_{a.c} \cdot n_{a.g}, \quad (4.14)$$

где $n_{a.g}$ – количество рабочих дней автосамосвала в течение года ($n_{a.g} = 252$).

Таблица 4.3

Скорости движения автосамосвалов

Характеристика авто- дорог	Скорости движения автосамосвала, км/ч	
	С грузом	Без груза
Стационарные		
Бетонные	35–45	45–50
Щебеночные	30–32	36–42
Отвалыные	14–17	16–19
Забойные	11–13	14–15

Рабочий парк автосамосвалов:

$$N_{a.p} = \frac{V_{в.г} \cdot K_{н.р}}{Q_{a.g}}, \quad (4.15)$$

где $V_{в.г}$ – годовой грузооборот, $m^3/год$; $K_{н.р}$ – коэффициент неравномерности работы транспорта ($K_{н.р} = 1,1–1,5$).

Инвентарный парк автосамосвалов:

$$N_{и.а} = \frac{N_{a.p}}{\tau_p}, \quad (4.16)$$

где τ_p – коэффициент готовности автопарка ($\tau_p = 0,7–0,9$).

Таблица 4.4

Продолжительность вспомогательных операций, мин

Марка авто-самосвала	Время на маневры при погрузке		Время на маневры при разгрузке, тпр	Время разгрузки, тр	Время ожидания, тож
	Схема подъезда автосамосвала				
	сквозная и кольцевая, тмп	тупиковая, тмп			
БелАЗ-540А	0,5	0,6	0,5	0,9	0,4
БелАЗ-7548	0,5	0,6	0,5	0,9	0,4
БелАЗ-7509	0,6	1,0	0,6	1,0	0,4
БелАЗ-75191	0,8	1,2	1,0	1,5	0,6
БелАЗ-7521	0,9	1,4	1,2	1,5	0,6

Исходными данными к расчетно-графической работе №4 являются расчетные параметры, полученные в РГР №1 и №3.

Список рекомендуемой литературы

1. Трубецкой, К. Н. Справочник. Открытые горные работы / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, Е.К. Винницкий [и др.]. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
2. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы: учеб. для вузов / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – 509 с.
3. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учеб. для вузов по направлению «Горное дело» специальности «Открытые горные работы» / Ю. И. Анистратов. – М.: Недра, 1995. – 225 с.
4. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П. И. Томаков, И. К. Наумов. – М.: МГГУ, 1994. – 464 с.
5. Васильев, М. В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах / М. В. Васильев. – М.: Недра, 1986. – 240 с.

Расчетно-графическая работа № 5
«Определение объемов горно-строительных работ
для сдачи карьера в эксплуатацию»

При открытой разработке месторождений горно-капитальные работы включают: проведение вскрывающих и горно-подготовительных выработок, удаление пустых пород и попутно-

добываемого полезного ископаемого в объеме, необходимом для сдачи карьера в эксплуатацию; подготовку территории карьера, осушение и дренаж месторождения. Карьер вводят в эксплуатацию при завершении строительства пускового комплекса предприятия, устанавливаемого проектом, и производства горных работ, позволяющих начать и планомерно наращивать выдачу товарной продукции установленного качества. Для снижения объема горно-капитальных работ пусковая мощность крупных карьеров составляет 20–30 % от полной проектной производительности по добыче. Развитие горных работ в период строительства стремятся вести высокими темпами, включая в работу как можно больше экскаваторов. С этой целью в равнинной местности проходят дополнительные въездные траншеи на верхние горизонты, что позволяет увеличить количество забоев и общую длину фронта работ. У нагорно-глубинных месторождений, в первую очередь, вскрывают горизонты, расположенные на косогоре.

Объем горно-капитальных работ $V_{гк}$ (m^3) на момент сдачи карьера в эксплуатацию

$$V_{гк} = V_{кт} + \sum (V_{pi} + V_{bi}) \quad (5.1)$$

где $V_{кт}$ – объем системы капитальных траншей (полутраншей), m^3 ; n – количество подготовленных горизонтов; $V_{кт}$ – объем разрезной траншеи (полутраншеи, котлована) на i -том горизонте, m^3 ; V_{pi} – объем работ по созданию соответствующего опережения между смежными горизонтами, m^3 . Значения V_{kti} и V_{pi} подсчитывают по известным выражениям [1]. Для вычисления V_{bi} предварительно строится положение горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию, находят площадь поперечного сечения S_{bi} разноса борта и длину фронта работ на каждом горизонте

$$V_{bi} = S_{bi} \cdot L_i \quad (5.2)$$

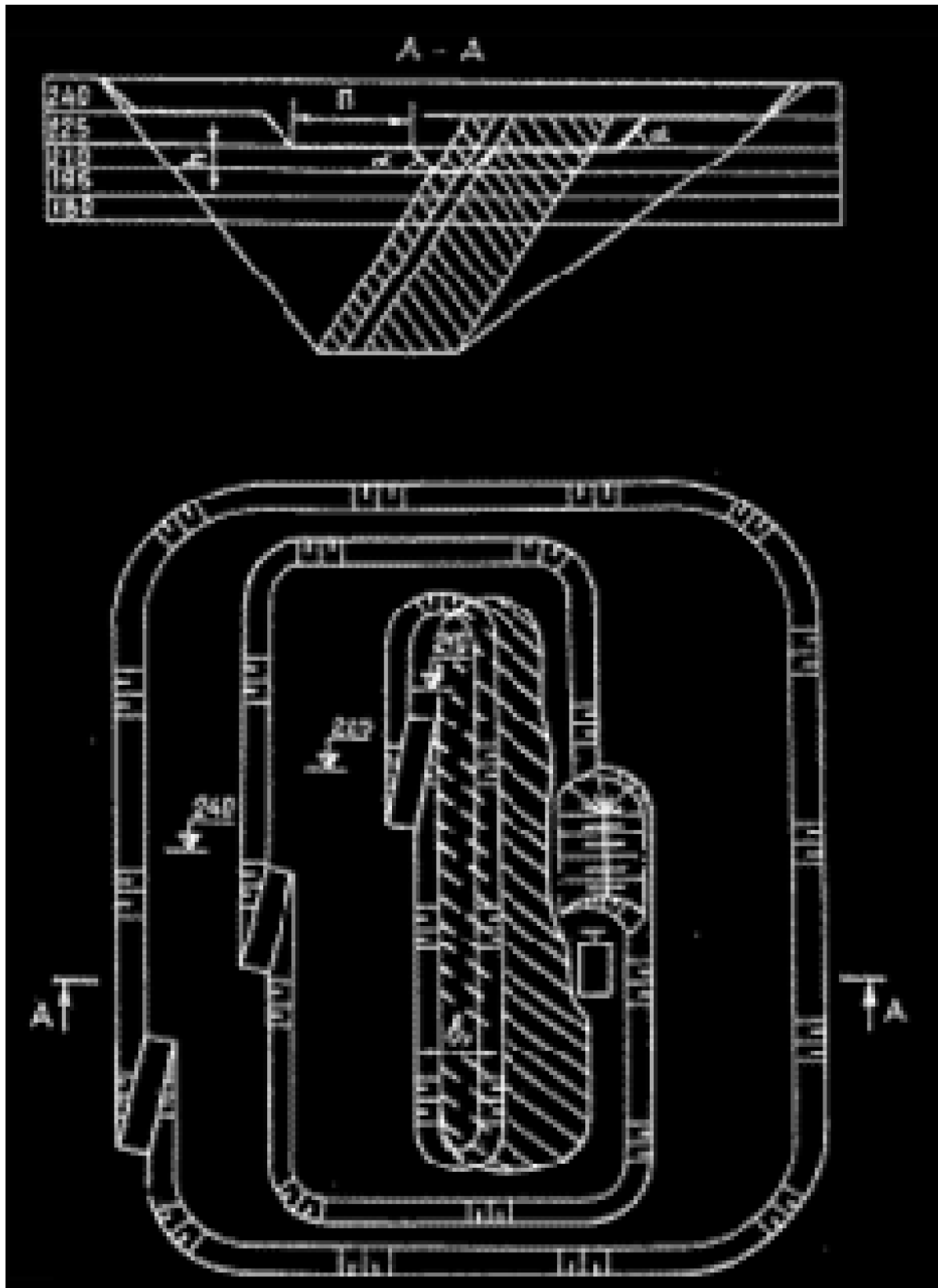


Рис. 5.1. Положение карьера на момент сдачи в эксплуатацию

Далее из обеспечения нормативов вскрытых запасов вычисляется длина разрезной траншеи

$$L_{p.tr} = \frac{A \cdot N}{12Mг \cdot Hу \cdot \rho_{пи} \cdot (1 + Kп)} \quad (5.3)$$

где $L_{p.tr}$ – длина разрезной траншеи, м; A – производственная мощность карьера, т/год; N – норматив вскрытых запасов полезного ископаемого ($N = 6-10$), мес.; $Mг$ – горизонтальная мощность залежи, м; $Hу$ – высота уступа, м; $\rho_{пи}$ – плотность полезного ископаемого, т/м³; $Kп$ – коэффициент потерь ($Kп = 0,02-0,1$).

Рассчитывается длина вскрытых горизонтов

$$L_i = L_{рт} + Шрп \quad (5.4)$$

где $Шрп$ – ширина рабочей площадки, м.

Площадь $S_{би}$ можно измерить графическим способом на поперечном сечении карьера.

Обосновывается схема вскрытия карьерного поля. Под схемой вскрытия карьерного поля понимается совокупность всех вскрывающих выработок, обеспечивающих в данный период грузотранспортную связь рабочих горизонтов карьера с горизонтами доставки горной массы, схема вскрытия характеризуется типом, числом и пространственным расположением вскрывающих выработок при фактическом положении горных работ. Определяются параметры въездных траншей.

Ширина въездной траншеи по низу

$$B_{кт} = i \cdot B_{кт} + H_i \cdot ctg\alpha \quad (5.5)$$

где i – порядковый номер рассматриваемого горизонта, H_i – глубина рассматриваемого горизонта, м; α – угол откоса капитальной траншеи, град.

Длина капитальной траншеи

$$L_{кт} = 1000 (H_i / i_{кт}) \quad (5.6)$$

где $L_{кт}$ – соответственно длина капитальной траншеи, м; H_i – глубина заложения капитальной траншеи, м; $i_{кт}$ – уклон капитальной траншеи ($i_{кт} = 50-80\%$).

Исходными данными к расчетно-графической работе №5 являются расчетные параметры, полученные в РГР №2.

Список рекомендуемой литературы

1.Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Часть 2. Техно-

логия и комплексная механизация: учеб. для вузов / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – 584 с.

2. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П. И. Томаков, И. К. Наумов. – М.: МГГУ, 1994. – 464 с.

3. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР. – Челябинск, 1991. – 350 с.

4. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учеб. для вузов по направлению «Горное дело» специальности «Открытые горные работы» / Ю.И. Анистратов. – М.: Недра, 1995. – 225 с.

5. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П. И. Томаков, И. К. Наумов. – М.: Недра, 1986. – 312 с.

6. Анистратов, Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учебник для вузов / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов. – М.: Горное дело, 2008. – 447 с.

Пример оформления титульного листа

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Кузбасский государственный технический
университет имени Т.Ф. Горбачева»

Кафедра открытых горных работ

Расчетно-графическая работа
по дисциплине «Основы горного дела
(открытая геотехнология)»
на тему «Название работы»

Выполнил:
студент гр. (номер группы)
Ф.И.О.

Проверил:
(ученая степень, ученое звание)
Ф.И.О.

Составители
Алексей Владимирович Селюков
Ярослав Олегович Литвин

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА
И ОСНОВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Методические указания по выполнению самостоятельной работы
по курсу «Основы горного дела (открытая геотехнология)»
для студентов специальности 21.05.04 (130400.65) «Горное дело»,
специализаций
«Подземная разработка пластовых месторождений»,
«Шахтное и подземное строительство»,
всех форм обучения

Рецензент В.Г. Проноза

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 25.05.2015. Формат 60×84/16.

Отпечатано на ризографе. Бумага офсетная. Уч.-изд. л. 2,2.

Тираж ___ экз. Заказ .

КузГТУ, 650000, г. Кемерово, ул. Весенняя, 28.

Издательский центр КузГТУ, 650000, г. Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а.