

Министерство образования и науки РФ

Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования

«Кузбасский государственный технический
университет имени Т.Ф. Горбачева»

Кафедра открытых горных работ

СЕЛЮКОВ А.В.

**ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ.
ПРАКТИКУМ**

КЕМЕРОВО 2015

УДК 622.2
ББК 33.31

Рецензенты:

Доцент кафедры «Открытые горные работы», кандидат технических наук Е.В. Черепанов, федерального государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский федеральный университет»

Руководитель группы отдела «Открытых горных работ» Лукьянова Л.И., Горный институт по проектированию предприятий угольной промышленности ЗАО «Гипроуголь»

ISBN 978-5-86338-062-9

Селюков А.В.

Проектирование карьеров: практикум / А. В. Селюков – Кемерово, ГУ КузГТУ, 2015. –100с.

Содержит методические положения с расчетными примерами по горно-геометрическому анализу пластовых месторождений, определению производственной мощности, регулированию графиков режима горных работ, построению планов развития горных работ и др.

Приведены сведения о современном горном и транспортном оборудовании для открытых горных работ. Даны варианты индивидуальных заданий для студентов по выполнению практических работ контрольных заданий для студентов заочной формы обучения. В составе практикума содержатся методические положения по выполнению курсовой работы, контрольной работы, по самостоятельной работе студентов очной и заочной форм обучения.

Практикум предназначен по дисциплине «Проектирование карьеров» для студентов специальности 130403 «Открытые горные работы» дневного и заочного форм обучения.

Табл. 23. Ил. 31. Библиограф. 18 .

ISBN 978-5-86338-062-9

© А.В. Селюков, 2015

© ГУ КузГТУ, 2015

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие	4
Практическое занятие № 1 Расчет эксплуатационных потерь угля	5
Практическое занятие № 2 Горно-геометрический анализ при разработке пологих залежей	14
Практическое занятие № 3 Горно-геометрический анализ при разработке наклонных и крутых месторождений	26
Практическое занятие № 4 Горно-геометрический анализ при проектировании сплошных поперечных систем разработки	37
Практическое занятие № 5 Проектирование производственной мощности карьера	41
Практическое занятие № 6 Трансформация графика режима горных работ в календарный график и его регулирование	48
Практическое занятие № 7 Пятилетнее развитие горных работ	54
Практическое занятие № 8 Разработка годовых планов развития горных работ	61
Практическое занятие № 9 Составление месячного графика организации работы экскаватора, бурового станка	68
Практическое занятие № 10 Составление месячного графика организации совместной работы экскаватора и бурового станка	80
Порядок оформления, объем курсовой работы	86
Приложения	89
Список рекомендуемой литературы	98

ПРЕДИСЛОВИЕ

Целями освоения дисциплины «Проектирование карьеров» является подготовка специалистов, обладающих знаниями по теории и практике проектирования современных карьеров.

Дисциплина «Проектирование карьеров» формирует теоретические знания, практические навыки, вырабатывает компетенции, которые дают возможность выполнять следующие виды профессиональной деятельности:

- производственно-технологическую;
- проектную;
- научно-исследовательскую;
- организационно-управленческую.

Современные карьеры являются крупными высокомеханизированными горными предприятиями, использующими мощные выемочные и транспортные машины. Они, как предприятия по добыче полезных ископаемых открытым способом, имеют свои специфические особенности в технике и технологии производства, условиях труда и материально-технической базе. Эффективное использование техники, материально-технических ресурсов при минимальном нарушении окружающей среды может быть достигнуто при оптимальном проектировании процессов горного производства, технологии ведения горных работ и т.д.

Основной целью практических занятий является подготовка студентов к обоснованию отдельных проектных решений для конкретных горно-геологических условий разрабатываемых месторождений полезных ископаемых.

Задания по практическим занятиям выдается каждому студенту индивидуально. После выполнения заданий оформляется отчет по практическим занятиям и защищается. В составе практикума содержатся требования к выполнению курсовой и контрольной работ, а так же методические положения по самостоятельной работе студентов очной и заочной форм обучения.

Практикум может быть использован студентами при выполнении дипломных проектов и дипломных работ.

Практическое занятие № 1

«Расчет эксплуатационных потерь угля»

Целью практического занятия является получение студентами навыков расчета эксплуатационных потерь на разрезах Кузнецкого угольного бассейна.

Методика расчета эксплуатационных потерь угля основывается на указаниях по их нормированию в Кузнецком бассейне, разработанных институтом ВНИМИ совместно с концерном «Кузбассразрезуголь» и действующей инструкцией [5].

Эксплуатационными называются потери угля, обусловленные системой разработки, применяемой техникой и технологией. Они состоят из группы потерь, включающих следующие виды: по площади - в целиках между заходками для предотвращения сползания внутренних отвалов в забой и для предохранения добываемого угля от засорения породами отвалов; по мощности - в пачках угля, теряемых в почве и кровле пласта при отработке пластов, селективной выемке и при зачистке уступов от пород вскрыши.

Нормативными называются потери, которые технически возможны и экономически оправданы при современном состоянии техники и технологии добычи и переработки полезного ископаемого.

Основные понятия по расчету эксплуатационных потерь на угольных разрезах. Открытые работы ведутся в различных районах Кузнецкого бассейна, резко различающихся по горно-геологическим условиям. Большинство угленосных районов характеризуются сложной нарушенностью. Ряд месторождений имеет весьма напряженную складчатость и исключительно сильную нарушенность. Нарушения там имеют различную форму и амплитуду, среди них широко распространены разрывные. Суммарная мощность разрабатываемых пластов на разрезах: колеблется от 17 до 79 м, угол падения — от 2 до 90°, максимальная глубина разработки — от 80 до 300 м.

В зависимости от условий залеганий пластов на разрезах Кузбасса применяют транспортную и комбинированную транспортно-бестранспортную технологии. Породу вывозят и доставляют во внешние и внутренние отвалы автомобильным транспортом, во внешние отвалы железнодорожным транспортом. Уголь из забоев доставляют автомобильным транспортом на угольные склады, обогатительные фабрики или непосредственно потребителю.

Кровля угольных пластов на контакте с вмещающими породами, на наклонном и крутом падении зачищается экскаваторами, а на пологом падении бульдозером, либо экскаватором.

При открытом способе разработки уголь теряется: в кровле пласта при ее зачистке от пород вскрыши; в почве пласта для предотвращения засорения угля вмещающими породами; в треугольниках, образуемых в верхней и нижней частях откоса угольного уступа из-за несовпадения траектории движения ковша экскаватора с кровлей (почвой) при наклонном и крутом падении; на верхней площадке угольного уступа при ее зачистке от породы на наклонном и крутом падении; в треугольниках, образуемых в почве и кровле пологопадающих пластов для создания горизонтальной площадки под экскаватор; в целиках, оставляемых между заходками при бестранспортной технологии с целью уменьшить объемы переэкскавации вскрышных пород и не допустить засорение угля породой вскрыши; при буровзрывных работах; при погрузке и транспортировке.

Основными факторами, определяющими величину потерь при открытых работах, являются горно-геологические условия: угол падения пласта, мощность, строение (простое или сложное), тектоника, крепость угля и вмещающих пород. По углам падения угольные пласты разрабатываемые открытым способом, (согласно методике ВНИМИ) сгруппированы применительно к технологическим схемам разработки следующим образом: пологопадающие - $6-15^\circ$, наклонного падения - $15-30^\circ$, крутопадающие - более 30° .

К первой группе (пологопадающие) относятся пласты месторождений Томусинского и Ленинского угленосных районов, ко второй (наклонные) - Кемеровского и Байдаевского, к третьей (крутопадающие) - Бачатского, Прокопьевско-Киселевского и Бунгуро-Чумышского угольных районов.

Виды и места образования потерь угля в зависимости от угла падения пластов показаны на рис. 1.1-1.4.

Абсолютную величину потерь при нормировании по их видам в зависимости от горно-геологических условий принимают в соответствии с таблицей 1.1.

Нормативы потерь угля (%) от недобора треугольников в почве наклонных и крутых пластов, связанных с траекторией движения ковша экскаватора приведены в табл. 1.2.

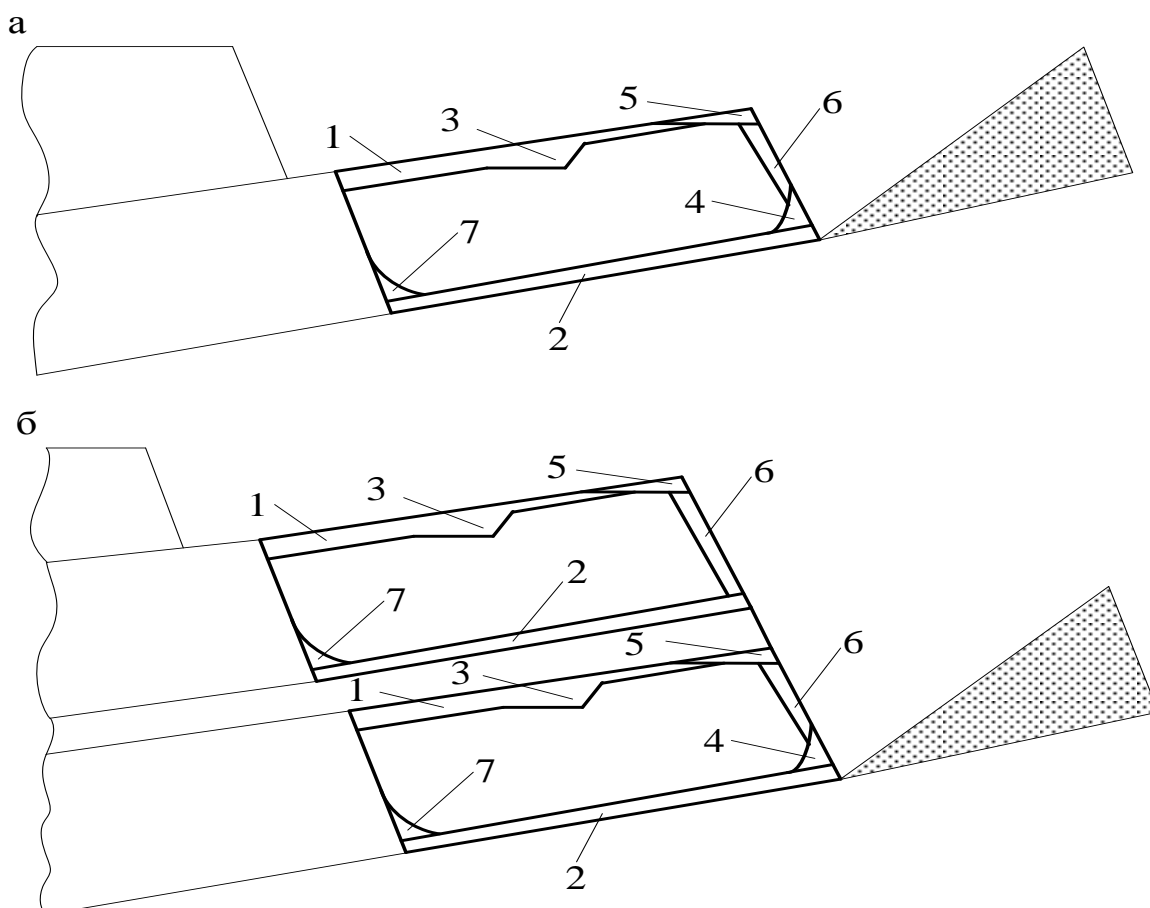


Рис. 1.1. Виды и места образования потерь угля при разработке пологопадающих пластов: а - валовая выемка; б - селективная: 1 - потери, представляющие собой пачку угля в кровле пласта, срезаемую при зачистке мехлопатой и бульдозером, составляют 0,13 м; при зачистке шагающим экскаватором -0,4 м.; 2 - потери в почве пласта для предохранения добываемого угля от засорения породами почвы при использовании мехлопаты и бульдозера, равны 0,1 м; при работе шагающего экскаватора -0,4 м.; 3 - треугольники угля в кровле пласта, вынимаемые для создания горизонтальной площадки, необходимой для нормальной работы экскаватора; основание - 6 м, высота - до 1,6 м.; 4 - целики между заходками при бестранспортной технологии, оставляемые, чтобы уменьшить объемы переэкскавации вскрышных пород и не допустить засорение угля при добыче; форма - треугольная, высота - до половины мощности пласта; 5 - потери в верхней части угольного уступа треугольной формы с основанием 4 м и высотой до 1,5 м, вызываемые взрыванием вмещающих пород; 6 - потери угля при зачистке уступа в процессе оконтуривания; 7 - потери в почве пласта у борта уступа, образуемые из-за непрочерпывания, в форме треугольника с основанием 6 м и высотой до 1 м.

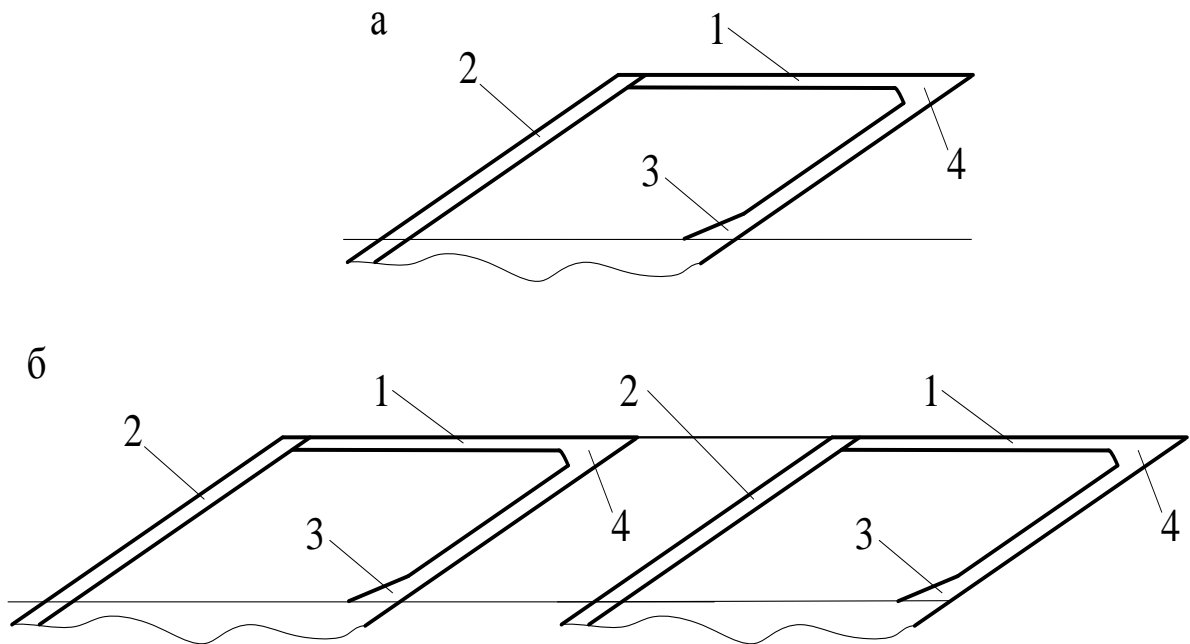


Рис. 1.2. Виды и места образования потерь при разработке наклонных пластов: а - валовая выемка; б – селективная: 1 - потери в виде слоя угля при зачистке верхней площадки уступа от пород, попадающих на уступ в процессе балластирования железнодорожных путей и отработки вышележащих уступов - 0,15 м; 2 - при зачистке кровли пласта шагающим экскаватором; 3 и 4 - потери в треугольниках угля в кровле и почве уступа, связанные с траекторией движения ковша экскаватора при его ближайшем подходе к забою, составляют 0,5-9,6% при изменении мощности пласта от 15 до 1 м при угле падения 30° , и 0,8 - 12 % при той же мощности пласта и угле падения 15° .

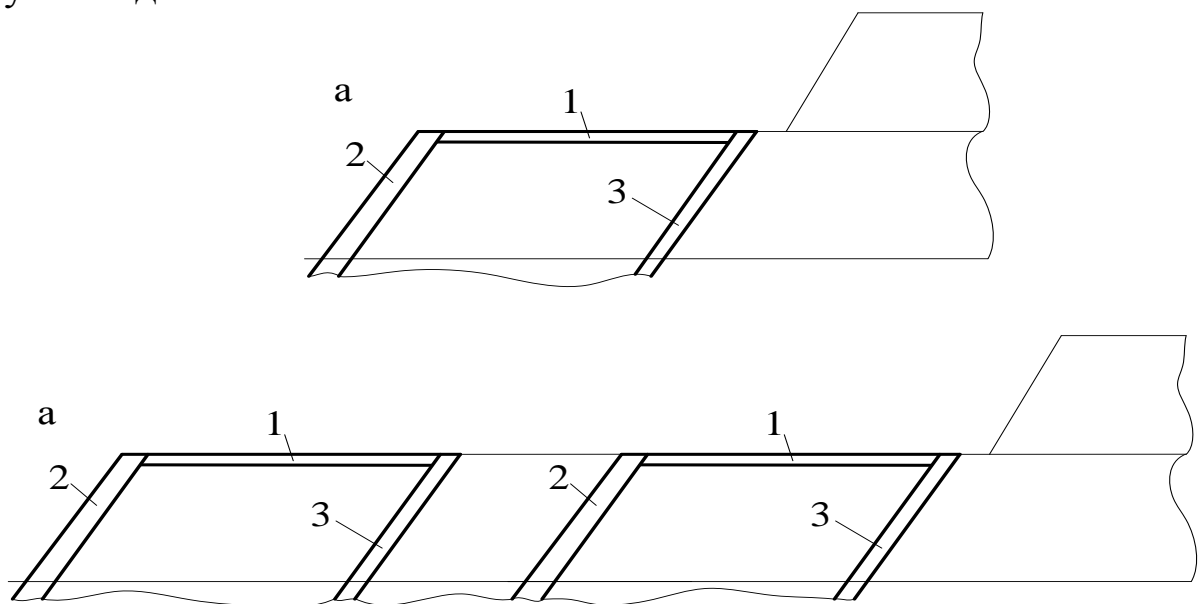


Рис. 1.3. Виды и места образования потерь угля при разработке крутопадающих пластов: а - валовая выемка; б - селективная: 1 -

потери при зачистке верхней площадки уступа - 0,15 м; 2 - при зачистке кровли пласта - 0,20 м; 3 - потери в виде пачки угля в почве пласта для предотвращения засорения угля породами почвы - 0,10 м.

При разработке пластов мощностью 10-30 м с углами падения от 70 до 90° тупиковым забоем в кровле пласта оставляется треугольник угля (рис.1.4), по высоте равный половине добычного уступа. Это составляет 2 % при мощности пласта 10 м и 0,7 % соответственно при 30 м.

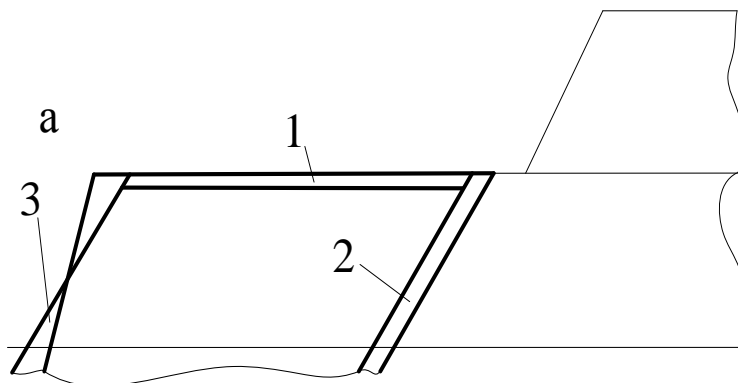


Рис. 1.4. Виды и места образования потерь угля при разработке пласта тупиковым забоем по простиранию: 1 - потери угля при зачистке верхней площадки уступа; 2 - потери в почве пласта; 3 - то-же, в кровле. Потери при буровзрывных работах составляют 0,15 % от погашаемых запасов. Потери при погрузке и доставке угля железнодорожным транспортом - 0,2 % от погашаемых запасов, автомобильным - на расстояние до 0,5 км - 0,4 %, свыше 0,5 км - 0,6 %.

Таблица 1.1

Абсолютная величина потерь

Виды потерь	Единицы измерения	Обозначение	Падение пластов, град.		
			пологое, 6-15	наклонное, 15-30	крутое, >30
В кровле пласта при зачистке мехлопатай и бульдозером	м	$m_{зк}$ (б.м)	0,13	0,15	0,20
При зачистке шагающим экскаватором	м	$m_{зк(д)}$	0,40	0,40	0
В почве пласта при применении мехлопаты и бульдозера	м	$m_{зп}$	0,10	0,10	0,10

		(б.м)			
При применении шагающего экскаватора	м	$m_{зп (д)}$	0,40	0,40	0,40
На верхней площадке угольного уступа	м	$m_{вп}$	-	0,15	0,15
В треугольниках для создания горизонтальной площадки под экскаватор	м	$m_{пл}$	основа- ние 6, высота до 1,6	-	-
В целиках между заходками	м	$m_{ц}$	Высота до поло- вины мощно- сти пла- ста	-	-
В треугольниках в верхней части уступа при взрывании вмещающих пород	м	$m_{бвр}$	основа- ние 4, высота до 1,5	-	-
В треугольниках в почве пласта у борта уступа, образуемых из-за непрочерпывания угля	м	m_{Δ}	основа- ние 6, высота до 1	-	-
Потери угля при оконтуривании	м	$m_{к}$	0,10	-	-
При буровзрывных работах	%	Пбвр	0,15	0,15	0,15
При погрузке и транспортировке:					
автомобильным транспортом	%	Пт	0,4	0,4	0,4
на расстояние до 0,5 км	%	Пт	0,6	0,6	0,6
на расстояние свыше 0,5 км					

Таблица 1.2

Нормативы потерь

Мощность пласта, м	Нормативы потерь угля в процентах при углах падения, градусов			
	20°	40°	60°	80°
1	12,0	11,4	8,2	9,6
5	6,0	5,7	4,1	5,0
10	2,4	2,3	1,7	1,6
15	1,1	1,0	0,9	0,8
20	0,8	0,7	0,6	0,5

Примеры расчета эксплуатационных потерь угля [8,17].

Эксплуатационные потери угля определяются по поперечному сечению добычной заходки на один метр фронта работ, измеряются в процентах и рассчитываются по формуле:

$$П = \frac{V_n}{V} \cdot 100,$$

где V_n, V - соответственно объем потерь угля и геологические запасы угля в поперечном сечении добычной заходки, м^3 ; $П$ - потери, %.

Методика расчета потерь угля основана на положении, согласно которого высота добычного уступа (наклонные и крутые залежи) или мощность пласта (пологие залежи) должны обеспечить максимальную выемку пласта.

Расчет эксплуатационных потерь при пологом залегании пластов.

Условия расчета: нормальная мощность пласта $M = 10$ м; угол падения пласта $\alpha = 12^\circ$; на добычных работах принята мехлопата ЭКГ-5А; ширина заходки $A = 35$ м., выемка валовая, дальность транспортирования автотранспортом 0,3 км.

Согласно данным таблицы 1.1 потери угля по пласту в забое на один метр фронта состоят из следующих составляющих и определяются по формуле (%)

$$П = \left(\frac{V_{зк} + V_{н.пр} + V_{пл} + V_{ц} + V_{бвр} + V_{к} + V_{\Delta}}{V} \right) \cdot 100 + П_m,$$

где V - геологические запасы пласта на один метр фронта, м^3 ;

1) Рассчитываем геологические запасы пласта $V = M \cdot A = 10 \cdot 35 = 350 \text{ м}^3$.

Из таблицы 1.1. определяем величины и источники потерь.

2) Потери, представляющие собой пачку угля в кровле пласта, срезаемую при зачистке мехлопатой и бульдозером, составляют 0,13 м., тогда $V_{зк} = m_{зк(б.м)} \cdot A = 0,13 \cdot 35 = 4,55 \text{ м}^3$.

3) Потери в почве пласта для предохранения добываемого угля от засорения породами почвы при использовании мехлопаты и бульдозера, равны 0,1 м., тогда

$$V_{н.пр} = m_{зн(б.м)} \cdot A = 0,1 \cdot 35 = 3,5 \text{ м}^3.$$

4) Треугольники угля в кровле пласта, вынимаемые для создания горизонтальной площадки, необходимой для нормальной работы экскаватора; основание - 6 м, высота - до 1,6 м., тогда

$$V_{nl} = 0,5m_{nl} = 0,5 \cdot 6 \cdot 1,6 = 4,8 \text{ м}^3.$$

5) Целики между заходками при бестранспортной технологии, оставляемые, чтобы уменьшить объемы переэкскавации вскрышных пород и не допустить засорение угля при добыче; форма - треугольная, высота - до половины мощности пласта, для упрощения расчетов можно применить следующую формулу

$$V_u = 0,5 \cdot M = 0,5 \cdot 10 = 5 \text{ м}^3.$$

6) Потери в верхней части угольного уступа треугольной формы с основанием 4 м и высотой до 1,5 м, вызываемые взрыванием вмещающих пород, тогда $V_{бвр} = 0,5 \cdot m_{бвр} = 0,5 \cdot 4 \cdot 1,5 = 3 \text{ м}^3$.

7) Потери угля при зачистке уступа в процессе оконтуривания, тогда $V_k = m_k \cdot M = 0,1 \cdot 10 = 1 \text{ м}^3$.

8) Потери в почве пласта у борта уступа, образуемые из-за непрочерпывания, в форме треугольника с основанием 6 м и высотой до 1 м., тогда $V_{\Delta} = 0,5 \cdot m_{\Delta} = 0,5 \cdot 6 \cdot 1 = 3 \text{ м}^3$.

9) Общие потери угля по пласту в забое

$$П = \left(\frac{4,55 + 3,5 + 4,8 + 5 + 3 + 1 + 3}{350} \right) \cdot 100 + 0,4 = 7,5$$

10) Определяем относительные значения потерь - коэффициент эксплуатационных потерь ρ и коэффициент извлечения $K_{из}$.

$$\rho = \frac{P}{100} = \frac{7,5}{100} = 0,075, \quad K_{изв} = 1 - \rho = 1 - 0,075 = 0,925.$$

Расчет эксплуатационных потерь при наклонном и крутом залегании пластов.

Условия расчета: нормальная мощность пласта $M = 5$ м; угол падения пласта $\alpha = 60^\circ$; на добычных работах принята мехлопата ЭКГ-5А; высота уступа 10м, выемка валовая, дальность транспортирования автотранспортом 0,8км.

Согласно данным таблицы 1.1 потери угля по пласту в забое на один метр фронта состоят из следующих источников и определяются по формуле (%)

$$П = \left(\frac{V_{ен} + V_{зк} + V_{н.нр} + V_{\Delta}}{V} \right) \cdot 100 + П_m + П_{бвр},$$

1) Определяем горизонтальную мощность пласта

$$m_2 = \frac{M}{\sin \alpha} = \frac{5}{\sin 60^\circ} = 5,8 \text{ м.}$$

2) Потери при зачистке верхней площадки уступа

$$V_{ен} = m_{ен} \cdot A = 0,15 \cdot 5,8 = 0,87 \text{ м}^3.$$

3) Потери, представляющие собой пачку угля в кровле пласта, срезаемую при зачистке мехлопатой, тогда

$$V_{зк} = \left(\frac{H_y - m_{зк(б.м)}}{\sin 60^\circ} \right) \cdot m_{ен} = \left(\frac{10 - 0,2}{0,86} \right) \cdot 0,15 = 1,7 \text{ м}^3.$$

где H_y - высота добычного уступа, м.

4) Потери в виде пачки угля в почве пласта для предотвращения засорения угля породами почвы

$$V_{н.нр} = \left(\frac{H_y - m_{зн(б.м)}}{\sin 60^\circ} \right) \cdot m_{ен} = \left(\frac{10 - 0,1}{0,86} \right) \cdot 0,15 = 1,72 \text{ м}^3.$$

5) Потери в целиках треугольной формы в почве пласта обусловленные траекторией движения зубьев ковша экскаватора, м^3 .

Согласно таблице 1.2 при угле падения пласта $\alpha = 60^\circ$ и его мощности $M = 5$ м потери составят 4,1%, тогда

$$V_{\Delta} = \frac{V \cdot 4,1}{100} = \frac{58 \cdot 4,1}{100} = 2,37 \text{ м}^3.$$

6) Геологические запасы пласта $V = m_2 \cdot H_y = 5,8 \cdot 10 = 58 \text{ м}^3$.

7) Общие потери угля по пласту в забое

$$П = \left(\frac{0,87 + 1,7 + 1,72 + 2,37}{58} \right) \cdot 100 + 0,6 + 0,15 = 12,23.$$

8) Определяем относительные значения потерь - коэффициент эксплуатационных потерь и коэффициент извлечения

$$\rho = \frac{P}{100} = \frac{12,23}{100} = 0,1223, \quad K_{изв} = 1 - \rho = 1 - 0,1223 = 0,8777.$$

Расчет потерь для драглайна, прямой и обратной гидравлической лопат, которые могут использоваться в качестве добычного оборудования, производится аналогично по вышеприведенной методике.

Форма отчетности. Отчет по практической работе оформленный на стандартных листах формата А4 с приложением расчетов по эксплуатационным потерям, эскизом с изображением источников потерь угля и их значениями полученными по расчету.

Вопросы для самоконтроля.

1. Дайте определение эксплуатационных и нормативных потерь
2. Назовите источники потерь угля при пологом, наклонном и крутом залегании пласта.
3. Какими факторами определяются эксплуатационные и нормативные потери.
4. Назовите способы снижения потерь угля.

Практическое занятие № 2

Целью практического занятия является освоение навыков расчета по горно-геометрическому анализу карьерных полей при различных условиях залегания угольных пластов.

Общие сведения о горно-геометрическом анализе. Горно-геометрический анализ карьерного поля (а. geometrical analysis of a quarry field; н. geometrische Tagebauanalyse; ф. analyse geometrique de champ de mine a ciel ouvert; и. analisis geometrico de una mina a cielo abierto) - графическое или графо-аналитическое исследование развития горных работ в карьере [7,14,16].

Цель горно-геометрического анализа - определение зависимости извлекаемых объёмов горной массы, вскрышных пород, полезных ископаемых, а также коэффициента вскрыши от положений рабочей зоны карьера или времени. Установленные закономерности позволяют оценить изменение затрат, прибыли и других технико-экономических показателей в процессе разработки месторождения при различных вариантах проектируемого развития горных работ. Так же с помощью горно-геометрического анализа решаются различные вопросы проектирования: установление границ карьера и его конфигурации, выбора направления развития горных работ, схемы вскрытия, производственные мощности карьера, календарного плана горных работ. В СССР разработан метод горно-геометрического анализа, основанный на теории векторных приращений сложных топографических поверхностей (В. В. Ржев-

ский, 1953). Сущность метода [16] заключается в построении и анализе графиков режима горных работ, соответствующих исследуемым вариантам развития рабочей зоны карьера. По оси абсцисс графика режима откладываются этапы горных работ, а по оси ординат - приращения объёмов при единичном перемещении рабочей зоны карьера. Вычисление объёмов сводится к измерению площадей и длин отрезков. С помощью графиков режима оценивается возможная по горнотехническим условиям производительность карьера, объёмы горно-капитальных работ, производится регулирование текущего коэффициента вскрыши, составляется календарный график горных работ.

В 1956 разработан метод [16], позволяющий устанавливать пределы регулирования текущих коэффициентов вскрыши и усреднять текущие объёмы вскрышных работ (А. И. Арсентьев). Метод заключается в построении графиков нарастающих объёмов вскрыши как функции нарастающих по мере углубления карьера объёмов полезных ископаемых (для минимальных и максимальных углов откоса бортов карьера). С помощью этих графиков можно усреднять по периодам разработки текущий коэффициент вскрыши и устанавливать необходимые объёмы горно-капитальных работ.

Согласно существующим теоретическим положениям [7] конечная глубина карьера определяется по граничному коэффициенту вскрыши ($K_{гр}$, $м^3/т$), являющемуся экономическим показателем. Экономически целесообразно вести горные работы до глубины, при которой выполняется условия $K_{гр} = K_t$, где K_t – значение текущего коэффициента вскрыши, $м^3/т$. При выполнении практической работы значение граничного коэффициента вскрыши принимается по результатам деятельности проектных организаций и практического опыта работы угольных предприятий Кемеровской области. Практическая работа может выполняться по материалам, полученным при прохождении производственных практик.

Из теории проектирования открытых горных работ [7] известно, что горно-геометрическим анализом устанавливается при заданном виде системы разработки распределение текущих объёмов горной массы, вскрышных пород, угля и текущего коэффициента вскрыши по глубине залежи. Далее на основе принятого критерия (как правило, граничного коэффициента вскрыши) устанавливается конечная глубина отработки залежи и, как функции этого параметра определяют объём горной массы карьерного поля,

вскрыши и угля. При продольных системах разработки она устанавливается путем сравнения коэффициента вскрыши, вычисляемого при погоризонтном углублении горных работ, с экономически допустимым граничным коэффициентом вскрыши. Для этого на каждом горизонте рассчитываются объемы горной массы, угля, пустой породы при углах наклона рабочих бортов. При достижении горизонта, на котором текущий коэффициент вскрыши равен граничному, отстраиваются борта погашения под углами со стороны висячего (пологие, наклонные, крутые залежи) и лежащего боков (крутые залежи) (рис.2.1).

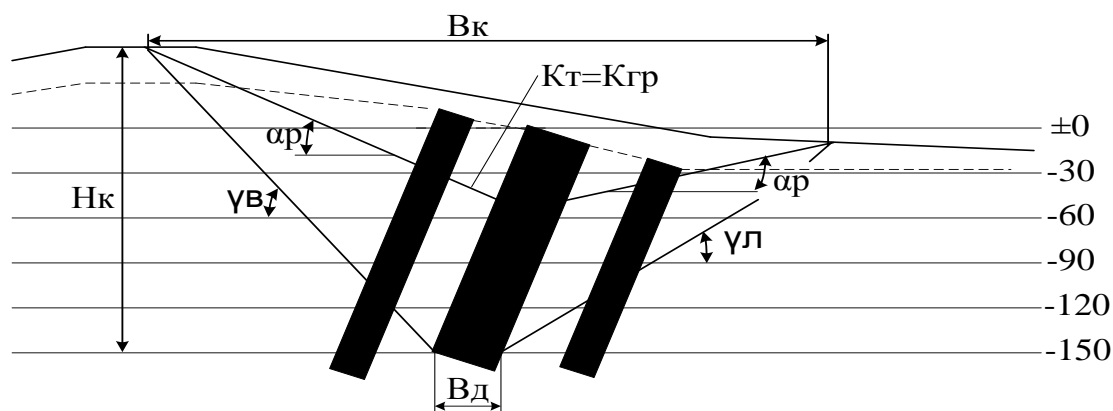


Рис.2.1. Принципиальная схема к определению глубины разработки угольной залежи крутого падения при углубочной продольной двух бортовой системе разработки.

При сплошных поперечных системах открытой разработки отличительной особенностью горно-геометрического анализа является определение текущего коэффициента вскрыши (рис.2.2). Он вычисляется при нерабочих бортах карьера, углы наклонов которых равны углам погашения, а его величина не зависит от угла рабочего борта и равна его среднему значению.

Средний коэффициент вскрыши устанавливается в границах контура каждого варианта по всем геологическим разрезам карьерного поля. Как функция конечной глубины отработки залежи определяется ширина карьера по поверхности, с учетом значений устойчивых углов бортов карьера и ширина по дну.

Режим горных работ - показывает распределение поэтапных объемов по глубине карьерного поля. Под **этапом производства горных работ** понимается углубление рабочей зоны карьерного поля на один горизонт, а извлекаемые на этапе производства объе-

мы вскрышных и добычных работ тогда называются поэтапными. **График режима горных работ** - графическое представление распределения извлекаемых объемов горной массы, угля, вскрыши, коэффициента вскрыши по глубине горных работ при заданном виде системы разработки. Результаты анализа представляются в виде графиков функций или таблиц различной формы. Анализ осуществляется согласно предварительно выбранному главному направлению развития горных работ (варианту развития рабочей зоны). Таким образом, особенности горно-геометрического анализа карьерных полей складываются из того какой применяется вид системы разработки и технология.

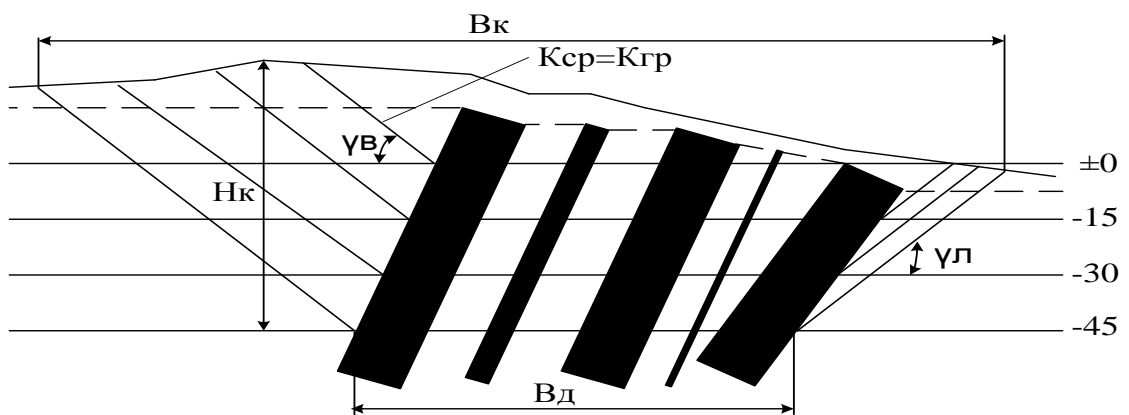


Рис.2.2. Принципиальная схема к определению глубины разработки угольной залежи при поперечной сплошной системе разработки.

Горно-геометрический анализ при разработке пологих залежей по сплошным продольным системам разработки

Порядок выполнения горно-геометрического анализа [14].

Горно-геометрический анализ осуществляется согласно предварительно выбранному главному направлению развития горных работ. При разработке пологопадающих угольных залежей на угольных разрезах Кемеровской области используется комбинированная транспортно-бестранспортная технология. Тогда, в практической работе при разработке пологих угольных залежей главное направление развития горных работ можно принимать по стратиграфическим нижним пластам угольной свиты. Направление главного развития горных работ на профиле можно изобразить вычер-

чиванием поперечного контура бестранспортной заходки по каждому этапу производства горных работ [14].

На рис. 2.3 показан вариант горно-геометрического анализа свиты пологих пластов. Предполагаемая комбинированная разработка таких залежей: нижнее междупластье пл. 1 разрабатывается по бестранспортной технологии, а породугольная толща ниже и выше пл. 2 до дневной поверхности - по транспортной. Породугольная толща выше границы транспортной и бестранспортной технологий разрабатывается по транспортной технологии. За условную границу разделения транспортной и бестранспортной зон можно принять следующее положение: по модели применяемого в бестранспортной зоне драглайна устанавливаем предельную глубину черпания и откладывая эту величину над кровлей пл.1 и получаем границу разделения каждой из технологий, если применяется усложненная бестранспортная технология, то этот параметр увеличиваем в несколько раз.

Анализ начинается с размещения на выходе нижнего (рис. 2.3) пласта разрезной траншеи, проходимой в период строительства карьера. При бестранспортной технологии ширина дна разрезной траншеи, которая служит первоначальной емкостью внутреннего отвала, принимается равной ширине (А) последующих вскрышных заходок. Значения ширины бестранспортных заходок (А) рассчитываются по моделям применяемых драглайнов и методическим рекомендациям приведенным в работе акад. В.В. Ржевского [7].

Угол откоса борта траншеи по коренным породам принимается равным 75° (в соответствии с углом наклона буровых скважин), а угол откоса уступа по рыхлым отложениям 55° .

Далее в бестранспортной зоне последовательно отстраиваются границы этапов разработки залежи по падению. Принимаем соответствие этапа бестранспортному уступу. Ширина этапа принимается равной ширине заходки вскрышного уступа А. Угол откоса уступа (этапа) по породе и углю равен 75° . Каждому этапу (i) присваивается порядковый номер ($i = 1, 2, 3...$). В транспортной зоне номера этапов должны соответствовать номерам этапов бестранспортной зоны. Построение границ этапов в транспортной зоне производится следующим образом. За этап принимается наклонный (под углом рабочего борта) породугольный слой в виде трапеции или треугольника, по ширине в своей нижней части соответствующий ширине этапа бестранспортной зоны. Нижняя бровка рабочего

борта откладывается на расстоянии ширины бермы (b) от верхней бровки бестранспортного уступа. Ширина бермы должна обеспечить установку бурового станка для бурения скважин по бестранспортному уступу (10-15м). Угол наклона рабочего борта в транспортной зоне $\gamma_{рб}$ рассчитывается согласно схеме на рис. 2.4.

Угол откоса рабочего борта равен, градусов:

$$\alpha_{р.б.} = \arctg \left[\frac{j \cdot H_y}{(j-1) \cdot Ш_{р.п.} + j \cdot H_y \cdot \text{ctg } \beta} \right], \quad (2.1)$$

где H_y – высота уступа в транспортной зоне, м; $Ш_{р.п.}$ – ширина рабочей площадки в транспортной зоне карьерного поля, м; α – рабочий угол откоса транспортного уступа ($\alpha = 75^\circ$); j – число уступов в транспортной зоне (принимать в пределах $j = 6 \div 7$).

Значения H_y , $Ш_{р.п.}$ рассчитывается из курса «Процессы открытых горных работ» или по рекомендациям, изложенным в работе акад. В.В. Ржевского [7].

Последовательно для каждого этапа графоаналитическим методом производится определение площадей (m^2) горной массы $S_{гм.i}$ и угля $S_{у.i}$ (фактически находятся удельные объемы этих параметров, поскольку решается «плоская» задача, на один метр фронта работ). Результаты анализа при решении задачи в плоскости геологического разреза заносятся в табл. 2.1, в которой приведен пример расчета.

Таблица 2.1

Текущие значения площадей горной массы, угля, вскрышных пород и текущего коэффициента вскрыши

Этапы	Горная масса $S_{гм}, m^2$	Балансовые запасы угля		Вскрыша $S_{в.i}, m^2$	Текущий коэффициент вскрыши $K_{т.i}, m^3/т$
		$S_{у.i}, m^2$	$q_{у.i}, т$		
1	350	60	81	290	3,6
2	555	105	142	450	3,2
3	645	105	142	540	3,8
4	658	105	142	553	3,9
5	689	105	142	584	4,1
6	912	143	193	769	4,0
7	1172	180	243	992	4,1
8	1271	180	243	1091	4,5

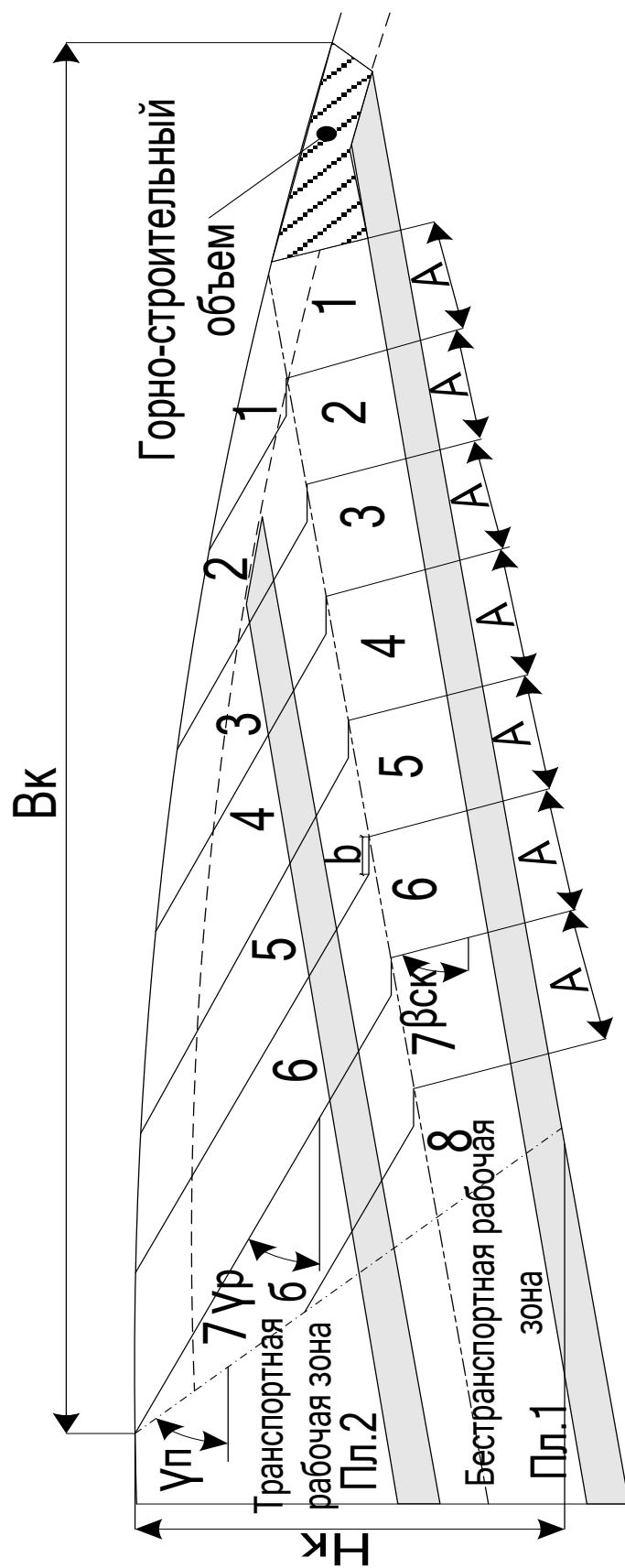


Рис. 2.3. Порядок выполнения горно-геометрического анализа пологих залежей [14].

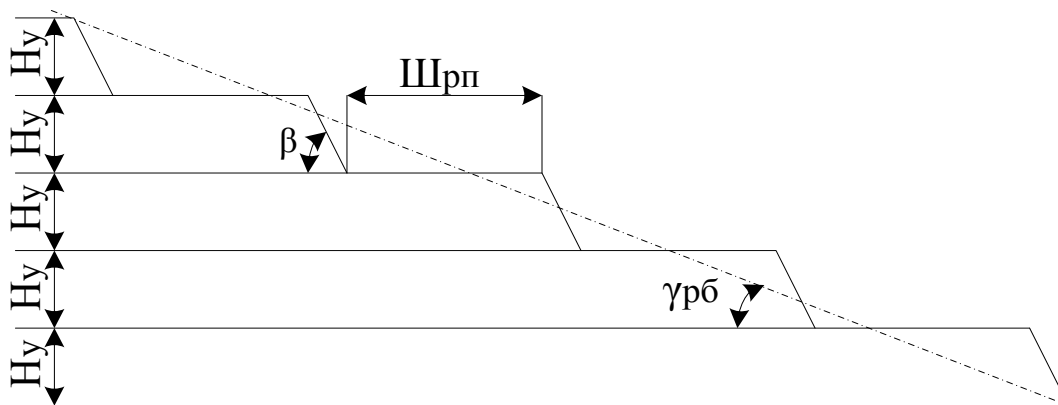


Рис. 2.4. Схема к определению угла наклона рабочего борта в транспортной зоне.

Далее производится расчет поэтапных объемов горной массы ($V_{гм.i}$), угля ($V_{y.i}$) и вскрыши ($V_{в.i}$).

При расчете объемов угля по пластам необходимо учесть изменения их длины по фронту работ из-за разноса бортов карьерного поля в его торцах (рис. 2.5).

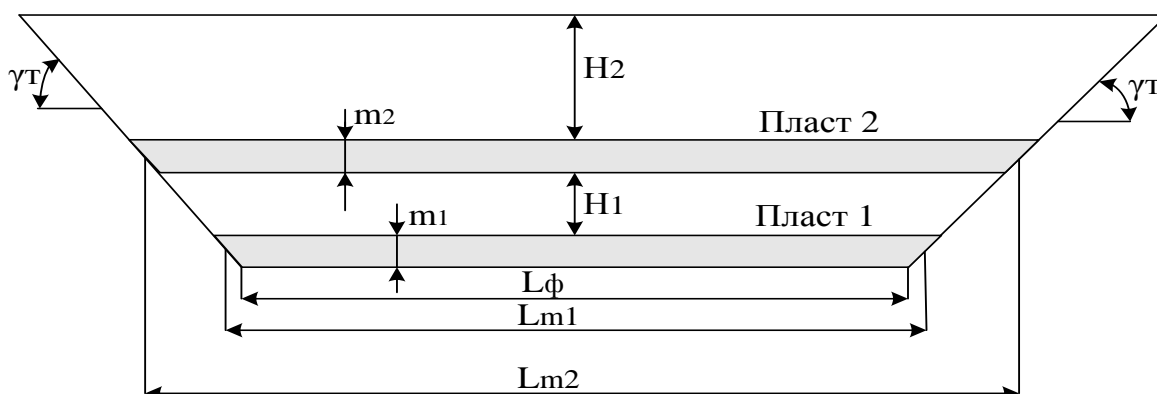


Рис. 2.5. Схема к расчету длин горизонтов.

Формулы для расчета длины пластов по протяженности карьерного поля представлены ниже.

$$L_{m4} = L_{\phi} + 2 \cdot (m_1 + m_2 + m_3 + H_1 + H_2 + H_3 + 0,5 \cdot m_4) \cdot \text{ctg } \gamma_T; \quad (2.2)$$

$$L_{m3} = L_{\phi} + 2 \cdot (m_1 + m_2 + H_1 + H_2 + 0,5 \cdot m_3) \cdot \text{ctg } \gamma_T; \quad (2.3)$$

$$L_{m2} = L_{\phi} + 2 \cdot (m_1 + H_1 + 0,5 \cdot m_2) \cdot \text{ctg } \gamma_T; \quad (2.4)$$

$$L_{m1} = L_{\phi} + m_1 \cdot \text{ctg } \gamma_T. \quad (2.5)$$

В формулах: L_{ϕ} – длина карьерного поля по дну, м; m_1, m_2, m_3, m_4 – нормальная мощность угольных пластов, м; H_1, H_2, H_3 – нор-

мальная мощность междупластий, м; γ_T – угол откоса борта в торцах карьерного поля, градусов. В расчетах принимать $\gamma_T = 38^\circ-40^\circ$.

Объем угля по отдельному пласту на любом i -м этапе развития горных работ равен, m^3 :

$$V_{y.j.i} = S_{y.j.i} \cdot L_{m.j}, \quad (2.6)$$

где j – номер пласта ($j = 1; 2; 3; 4$); $S_{y.j.i}$ – площадь сечения j -го пласта на i -м этапе, m^2 ; $L_{m.j}$ – протяженность j -го угольного пласта в карьерном поле, м.

Объем угля на i -м этапе равен, m^3 :

$$\sum V_{y.i} = \sum_{j=1}^{j=k} V_{y.j.i}, \quad (2.7)$$

где k – число пластов, обрабатываемых на рассматриваемом этапе (при вычислениях счет пластов вести снизу вверх).

Общая масса угля на i -м этапе $Q_{y.i}$ равна, т:

$$Q_{y.i} = \sum V_{y.i} \cdot \gamma_y. \quad (2.8)$$

Объем горной массы i -го этапа $V_{гм.i}$ определяется по формуле (m^3):

$$V_{гм.i} = S_{гм.i} \cdot L_{ср.i}, \quad (2.9)$$

где $L_{ср.i}$ – средняя длина i -го этапа по направлению продольной оси карьерного поля (рис. 2.3), определяемая по формуле, м:

$$L_{ср.i} = L_{\delta} + H_i \cdot \text{ctg } \gamma_{\delta}, \quad (2.10)$$

где H_i – высота i -го этапа, определяемая по перпендикуляру к почве нижнего пласта (рис. 2.4).

Параметр H_i графически измеряется для каждого этапа, а результат заносится в табл. 2.3.

Объем вскрышных пород i -го этапа $V_{в.i}$ определяется по формуле, m^3 :

$$V_{в.i} = V_{гм.i} - \sum V_{y.i}. \quad (2.11)$$

В табл. 2.3 приведен пример результатов измерения H_i и расчетов $L_{ср.i}$, L_{m1} , L_{m2} , L_{m3} , L_{m4} , а также определения объема горной массы $V_{гм.i}$, балансовых запасов угля $Q_{y.i}$ и объема вскрыши $V_{в.i}$ для геологического разреза. Далее для получения окончательных результатов горно-геометрического анализа необходимо учесть влияние потерь угля в карьерном поле (см. практическую работу № 1) на эксплуатационный объем вскрыши и эксплуатационный текущий коэффициент вскрыши, так как потерянный уголь уменьшает величину балансовых запасов угля.

Объем потерянного угля вывозится из карьера вместе с вскрышей, следовательно, увеличивается объем вскрыши.

Производят следующие вычисления:

По этапам горных работ определяются промышленные запасы угля в их объемном выражении $\Sigma V_{y.п.i}$ (м³) и в массовом $Q_{y.п.i}$ (т):

$$\Sigma V_{y.п.i} = \Sigma V_{y.i} \cdot (1 - \Pi); \quad (2.12)$$

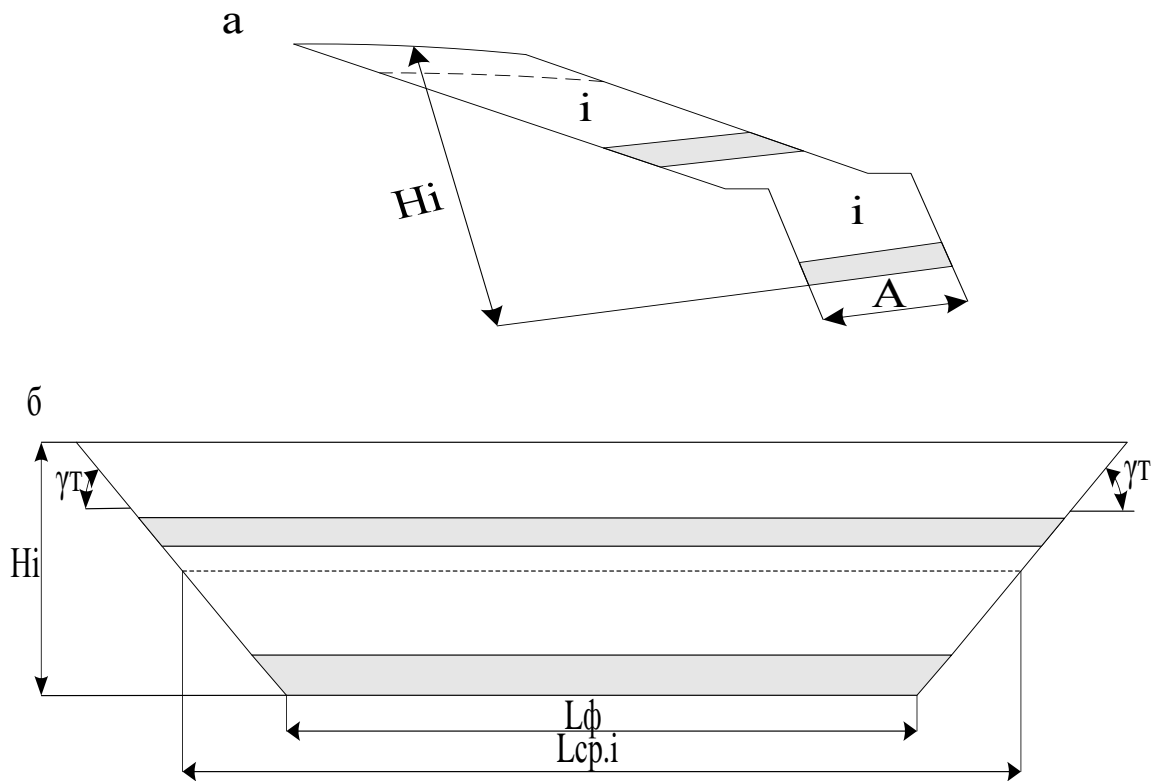


Рис. 2.6. Расчетные схемы для определения объема горной массы [14] : а – порядок определения высоты этапа H_i ; б – порядок определения средней длины этапа $L_{cp.i}$.

Увеличение объема вскрыши от потерянного угля ($\Delta V_{в.i}$) составит

$$\Delta V_{в.i} = \Sigma V_{y.i} \cdot \Pi. \quad (2.13)$$

Тогда эксплуатационный объем вскрышных пород $V_{в.э.i}$ равен, м³:

$$V_{в.э.i} = V_{в.i} + \Delta V_{в.i}. \quad (2.14)$$

Эксплуатационный текущий коэффициент вскрыши $K_{тэ.i}$ (м³/т):

$$K_{тэ.i} = \frac{V_{в.э.i}}{Q_{y.п.i}}. \quad (2.15)$$

Результаты корректировки объемов из-за потерь угля заносятся в итоговую таблицу. Вид итоговой таблицы и пример ее заполнения приведен ниже (табл. 2.2).

Таблица 2.2

Таблица линейных параметров этапов и объемов горной массы $V_{гм.i}$, балансовых запасов угля $V_{y.i}$ и геологических объемов вскрышных пород $V_{в.i}$

Номер этапа	$H_i, м$	$L_{ср.i}, м$	$S_{гм.i}, м^2$	$V_{гм.i}, тыс.м^3$	$S_{y.i}, м^2$	$L_{м1}, м$	$V_{y1}, тыс.м^3$	$S_{y2}, м^2$	$L_{м2}, м$	$V_{y2}, тыс.м^3$	$S_{y3}, м^2$	$L_{м3}, м$	$V_{y3}, тыс.м^3$	$S_{y4}, м^2$	$L_{м4}, м$	$V_{y4}, тыс.м^3$	$\sum V_{y.i}, тыс.м^3$	$Q_{y.i}, тыс.т$	$V_{в.i}, тыс.м^3$
1	29	2534	350	887	60	2505	150	-	-	-	-	-	-	-	-	-	150	202	737
2	38	2545	555	1412	60	2505	150	45	2556	115	-	-	-	-	-	-	265	358	1147
3	43	2551	645	1645	60	2505	150	45	2556	115	-	-	-	-	-	-	265	358	1380
4	42	2550	658	1678	60	2505	150	45	2556	115	-	-	-	-	-	-	265	358	1413
5	43	2551	689	1758	60	2505	150	45	2556	115	-	-	-	-	-	-	265	358	1493
6	56	2567	912	2341	60	2505	150	45	2556	115	25	2603	65	10	2618	26	356	480	1985
7	75	2589	1172	3034	60	2505	150	45	2556	115	37,5	2603	97	37,5	2618	98	460	621	2574
8	80	2595	1271	3298	60	2505	150	45	2556	115	37,5	2603	97	37,5	2618	98	460	621	2838

В нижнем правом углу таблицы необходимо занести среднее значение коэффициента вскрыши по карьерному полю $K_{ср}$, рассчитываемого по формуле, $м^3/т$:

$$K_{ср} = \frac{\sum_1^i V_{в.э.i}}{\sum_1^i Q_{у.п.i}}. \quad (2.16)$$

Результаты горно-геометрического анализа представляются также в виде итоговой таблицы (табл.2.3) и сводного графика режима горных работ (рис. 2.7).

Таблица 2.3

Итоговая таблица поэтапных объемов горной массы, вскрышных пород, угля и текущего эксплуатационного коэффициента вскрыши

Этапы	Горная масса $V_{г.м.i}$, тыс. м ³	Запасы угля				Объем вскрышных пород		Эксплуатационный коэффициент вскрыши $K_{тэ.i}$, м ³ /т
		Балансовые		Промышленные		геологический $V_{вэ.i}$, тыс. м ³	эксплуатационный $V_{в.э.i}$, тыс. м ³	
		$V_{у.i}$, тыс. м ³	$Q_{у.i}$, тыс. т	$\Sigma V_{у.п.i}$, тыс. м ³	$Q_{уп.i}$, тыс. т			
1	887	150	20	142,	191,	737	744	3,88
2	141	265	35	251,	340,	1147	1160	3,41
3	164	265	35	251,	340,	1380	1393	4,10
4	167	265	35	251,	340,	1413	1426	4,19
5	175	265	35	251,	340,	1493	1506	4,43
6	234	356	48	338,	456,	1985	2003	4,39
7	303	460	62	437,	590,	2574	2597	4,40
8	329	460	62	437,	590,	2838	2861	4,85

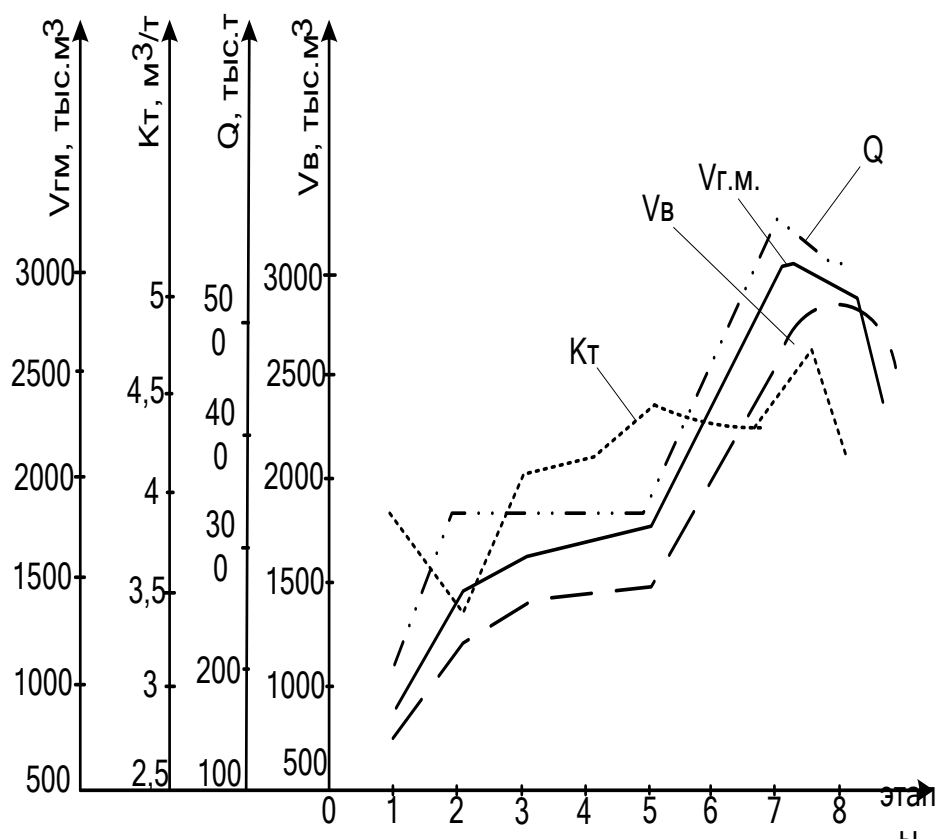


Рис.2.7. Пример сводного графика режима горных работ [14]: $V_{г.м.i}$ – горная масса, тыс.м³; $V_{вэ.i}$ – вскрышная порода при эксплуатации карьера, тыс.м³; $Q_{уп.i}$ – промышленные запасы угля, тыс.м³; $K_{тэ.i}$ – текущий эксплуатационный коэффициент вскрыши, м³/т.

Практическое занятие № 3

Горно-геометрический анализ при разработке наклонных и крутых месторождений по углубочным продольным системам разработки

Выбор главного направления развития горных работ [8,14]. При разработке свиты наклонных и крутых угольных пластов главное направление горных работ можно принимать по наиболее мощному пласту свиты. Первоочередное углубление горных работ по каждому горизонту осуществляется с проходки разрезной траншеи, которая привязывается к этому пласту. В данном случае целесообразно ввести такое понятие как ось привязки – условная линия, которая показывает главное направление развития горных работ.

Для осуществления горно-геометрического анализа наклонных и крутых залежей на геологическом разрезе наносятся линии горизонтов, отстоящие друг от друга на расстоянии, равном высоте уступа H_y (рис. 3.1, 3.2). Углубление горных работ на каждый горизонт осуществляется проходкой разрезной траншеи.

Углубление рабочей зоны карьерного поля на один горизонт называется **этапом производства горных работ**. Выполняемые при этом объемы вскрышных и добычных работ по горизонтам на рабочих бортах (в наклонных ступенчатых слоях – 1, 2, 3...) называются **текущими объемами** (рис. 3.1, 3.2).

Для дальнейшего изложения материала следует ввести следующие понятия:

– **горизонт вскрытия** – это тот горизонт, на который пройдена разрезная траншея;

– **горизонт производства горных работ** – это все горизонты выше горизонта вскрытия, на которых производятся горные работы;

– если на какой-либо горизонт проходится разрезная траншея, то этот горизонт считается частным случаем горизонта производства горных работ.

Ширина дна разрезной траншеи B_T зависит от модели экскаватора, осуществляющего ее проходку.

Значение B_T , можно рассчитать согласно рекомендациям работы «Типовые технологические схемы...» [10].

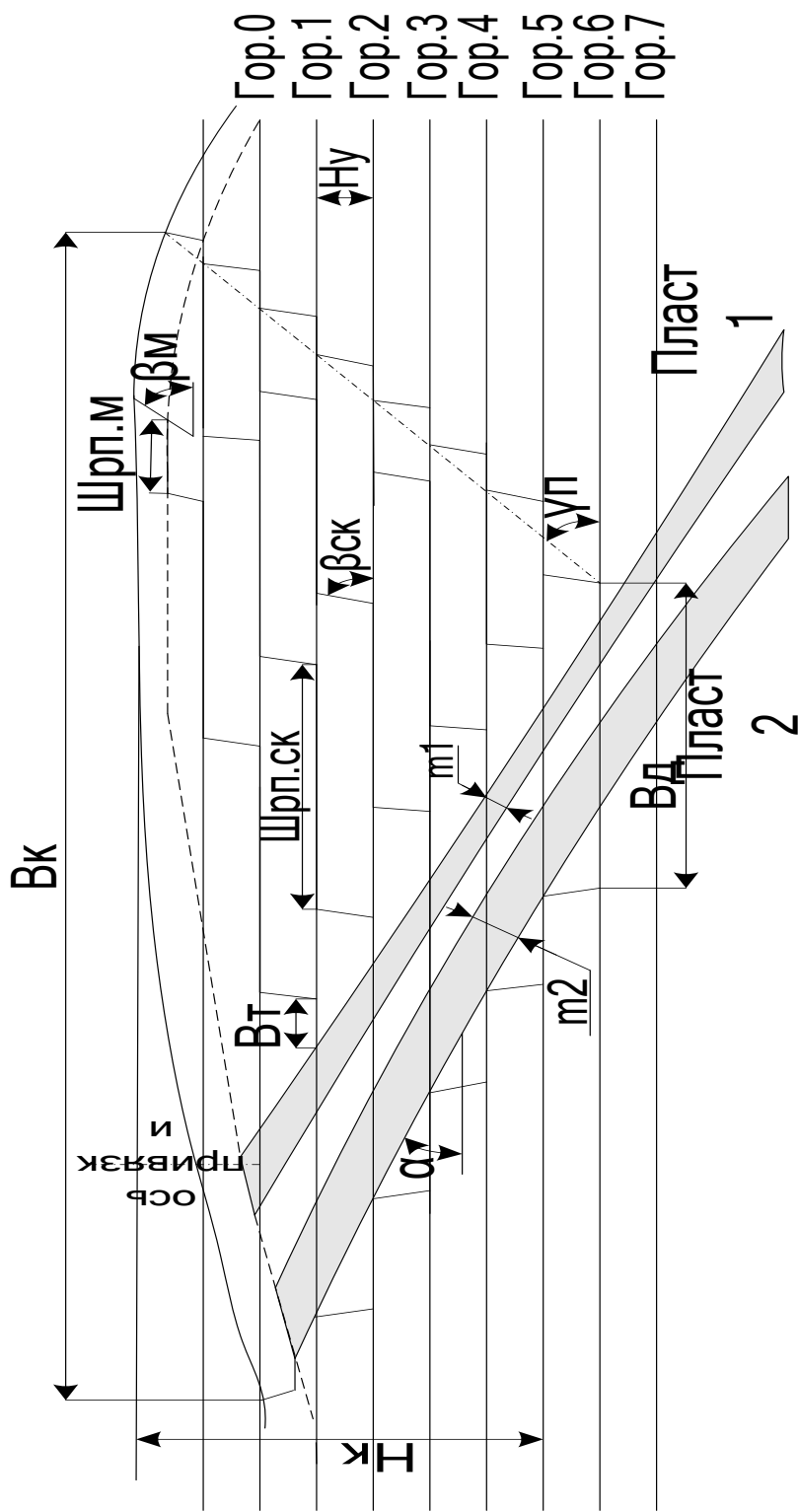


Рис. 3.1. Порядок выполнения горно-геометрического анализа наклонной залежи при углубочной продольной однобортовой системе разработки.

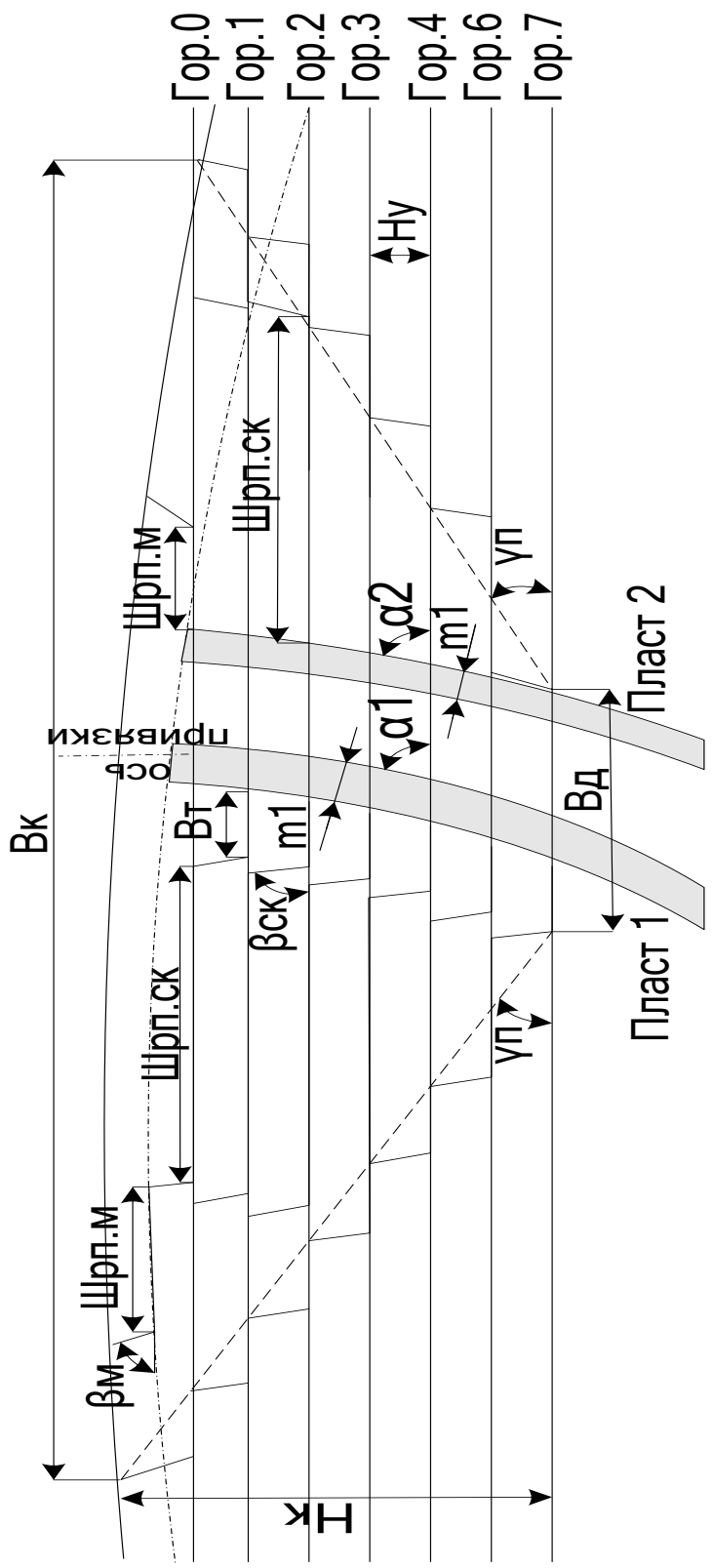


Рис.3.2. Порядок выполнения горно-геометрического анализа круглопадающей залежи при углубочной продольной двухбортовой системе разработки.

С целью снижения потерь угля при выемке пласта разрезная траншея проходится со стороны его кровли. Разрезная траншея может проходиться или по породе с обнажением (вскрытием) кровли пласта (рис. 3.3а) или непосредственно по пласту с присечкой породы со стороны кровли пласта (рис. 3.3б). При разработке свиты угольных пластов первоочередное углубление горных работ по каждому горизонту осуществляется с проходки разрезной траншеи. С целью снижения потерь угля при выемке пласта разрезная траншея проходится со стороны его кровли.

Направление главного развития горных работ на геологическом профиле изображается вычерчиванием поперечного контура разрезной траншеи по каждому горизонту от верхнего до предпоследнего.

Предусматривается, что при затухании горных работ самый нижний горизонт будет вскрыт разрезной траншеей, пройденной непосредственно по пласту с присечкой породы в кровле.

Далее для каждого горизонта отстраиваются рабочие борта карьерного поля ступенчатой формы. Ширина “ступенек” равна ширине рабочих площадок по мягким и скальным породам, которая принимается по данным работы [7,11].

Для обеспечения наиболее крутого угла рабочего борта ширину рабочей площадки следует принимать минимально допустимой за исключением случаев, когда при отгоне уступа встречается угольный пласт. Возможны два варианта встречи фронта работ и угольного пласта: 1) горные работы на горизонте подходят со стороны почвы пласта (ширина рабочей площадки увеличивается, так как пласт отрабатывается с помощью опережающей траншеи, рис.3.4а); 2) горные работы на горизонте подходят со стороны кровли пласта, тогда рабочая площадка не увеличивается, так как пласт отрабатывается попутно (3.4б). Рассчитанные значения площадей заносят в таблицы. В таблицах по вертикали указаны вскрываемые горизонты при углублении горных работ, а по горизонтали – места (горизонты) производства вскрышных и добычных работ для каждого вскрытого горизонта. Во избежание лишних расчетов рекомендуется первоначально отстроить борта на 3-4 горизонта, затем произвести расчеты по определению текущего коэффициента вскрыши и только после его сравнения с граничным принимать решение на дальнейшее углубление горных работ. После отстройки

бортов по каждому горизонту производства горных работ определяются площади горной массы и угля (рис.3.5.).

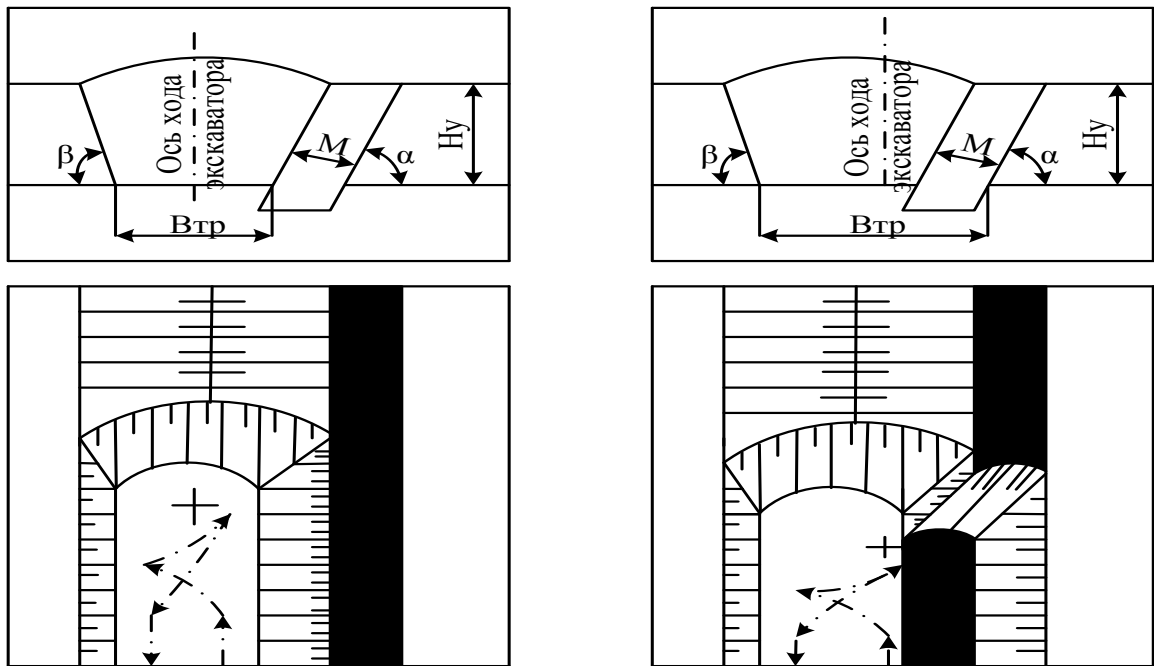


Рис.3.3. Варианты проходки разрезной траншеи при вскрытии угольного пласта [8]: а – по породе; б – по пласту с присечкой породы.

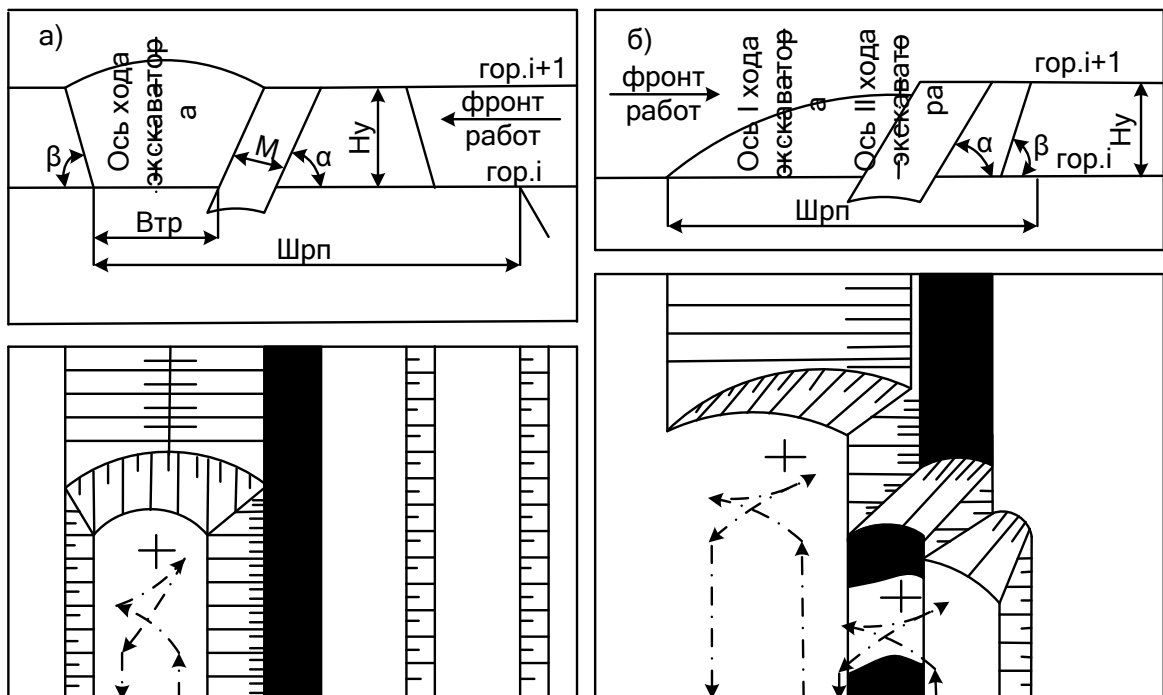


Рис.3.4. Схемы к определению ширины рабочей площадки при формировании рабочей зоны карьерного поля [8].

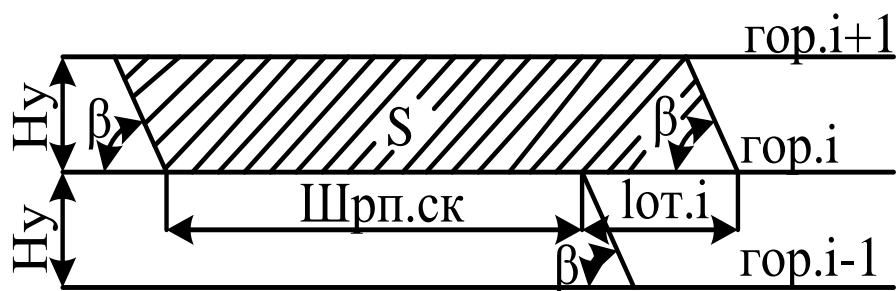


Рис. 3.5. Графическая схема к расчету площадей. где S – расчетная площадь, m^2 ; H_y – высота уступа, m ; Шрп.ск- ширина рабочей площадки по скальным породам; $lot.i$ - величина отгона, m .

При $K_{гр} \approx K_{т.i}$ фиксируются точки верхних бровок верхних уступов и графически измеряется ширина карьера по поверхности B_k . Углубление горных работ продолжается, но разнос рабочих бортов в этом случае ограничен бортами погашения карьерного поля. При $K_{гр} > K_{т.i}$ углубление горных работ продолжается до выполнения условия $K_{гр} \approx K_{т.i}$. После выполнения условия $K_{гр} = K_{т.i}$ и определения ширины карьерного поля по поверхности, для продолжения расчетов по углублению горных работ необходимо отстроить борта погашения карьерного поля с висячего и лежачего боков залежи. Для этого от точек фиксирующих ширину карьера по верху проводят линии борта погашения со стороны висячего бока залежи под углом $\gamma_{п} = 38^\circ$ (наклонная залежь) и как со стороны висячего и лежачего боков залежи (крутая залежь) так же под углом $\gamma_{п} = 38^\circ$. Расчетное положение дна карьерного поля определяется из условия обеспечения ее ширины не менее 30м [11].

Расчеты параметров при горно-геометрическом анализе производятся в два этапа. На первом решается задача в плоскости геологического разреза («плоская» задача): ее решение заключается в определении текущих значений площадей горной массы ($S_{гм.i}$, m^2), угля ($S_{в.i}$, m^2), породы вскрыши ($S_{в.и}$, m^2) и текущего коэффициента вскрыши ($K_{т.i}$, $m^3/т$ – из расчета на один метр протяженности залежи) по этапам развития горных работ; на втором этапе определяются объемы тех же элементов $V_{гм.i}$, $V_{в.i}$, $V_{в.и}$ и $K_{тэ.i}$ с учетом протяженности карьерного поля и нормативных потерь угля. Текущие значения площадей $S_{гм.i}$ и $S_{в.i}$ определяют графо-аналитическим методом, а результаты заносятся, в соответствующие таблицы.

Погоризонтные площади вскрышной породы определяются как разница между значениями горной массы и балансовыми запасами угля, и составляется аналогичная таблица. Примеры значения площадей горной массы, угля и вскрыши по профилям приведены далее.

Таблица 3.1

Поэтапные значения площадей горной массы по профилю 1

горизонт вскрытия, м	горизонт производства горных работ, м								итого горной массы, м ²
	+426	+408	+390	+372	+354	+336	+318	+300	
+372	1739,79 14	2036,20 44	2180,75 13	2373,08 23					8329,829 4
+354	302,246 2	3425,53 34	6487,65 7	8272,36 68	7618,426 5				26106,22 99
+336				1666,86 42	2710,564 3	2876,01 05			7253,439
+318				1833,02 83	2753,76 17	2753,76 17	2394,65 95		9735,211 2
+300				1168,70 15	2946,412 6	2946,41 26	2946,41 26	2601,09 74	12609,03 67

Таблица 3.2

Поэтапные значения площадей угля по профилю 1

горизонт вскрытия, м	горизонт производства горных работ, м								итого угля, м ²
	+426	+408	+390	+372	+354	+336	+318	+300	
+372				628,6208					628,6208
+354					2787,5485				2787,5485
+336						1457,9255			1457,9255
+318				30,1002	30,2599		897,9216		958,2817
+300					103,2951			1094,0314	1197,3265

Таблица 3.3

Поэтапные значения площадей вскрыши по профилю 1

горизонт вскрытия, м	горизонт производства горных работ, м								итого вскрыши, м ²
	+426	+408	+390	+372	+354	+336	+318	+300	
+372	1739,791 4	2036,204 4	2180,751 3	1744,461 5					7701,2086
+354	302,2462	3425,533 4	6487,657	8272,366 8	4830,878				23318,6814
+336				1666,864 2	2710,564 3	1418,085			5795,5135
+318				1802,928 1	2723,501 8	2753,761 7	1496,737 9		8776,9295

+300				1168,701 5	2843,117 5	2946,412 6	2946,412 6	1507,06 6	11411,7102
------	--	--	--	---------------	---------------	---------------	---------------	--------------	------------

Таблица 3.4.
Определению границ карьера по профилю 1

горизонты вскрытия, м	горная масса, м ²	балансовые запасы уг- ля		вскрыша, м ²	текущий ко- эффициент вскрыши, м ³ /т
		м ²	т*		
+372	8329,83	628,62	848,64	7701,21	9,07
+354	26106,23	2787,55	3762,19	23318,68	6,19
+336	7253,44	1457,92	1968,2	5795,51	2,94
+318	9735,21	958,28	1293,68	8776,93	6,78
+300	12609,03	1197,32	1616,38	11411,71	7,06

*- в учебных целях плотность угля принять 1,35т/м³

Текущие объемы горной массы, вскрышных пород. запасов угля по каждому горизонту производства горных работ рассчиты-
ваются по формуле (м³)

$$V_i = \frac{S_{1i} + S_{2i}}{2} \cdot l_{срi}, \quad (3.1)$$

где S_{1i} и S_{2i} – текущие значения площадей горной массы и угля по профилям 1 и 2 соответственно, м²; i – порядковый номер горизонта производства горных работ; $l_{срi}$ – длина i -го горизонта производ-
ства горных работ, м.

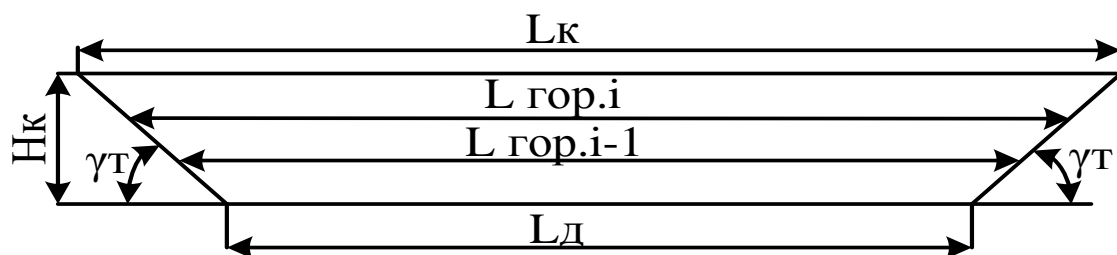


Рис. 3.6. Схема к расчету длин горизонтов производства горных работ.

Промышленные запасы угля рассчитываются по формуле (м³,
т)
(3.2.)

$$Q_{пр} = Q_{бал} \cdot K_{изв},$$

где $Q_{пр}$ – промышленные запасы угля, м³, т; $Q_{бал}$ – балансовые запасы угля, м³, т; $K_{изв}$ – коэффициент извлечения угля.

Эксплуатационный объем вскрышных пород определяется по формуле

$$V_B = V_{вг} + Q_{бал}(1 - K_{изв}) \quad (3.3)$$

где V_B – эксплуатационный объем вскрышных пород, м³; $V_{вг}$ – геологический объем вскрышных пород, м³.

Результаты расчетов сводятся в таблицы текущих погоризонтных объемов горной массы, угля. На их основе составляется итоговая таблица горно-геометрического анализа карьерного поля.

Таблица 3.5

Текущие объемы горной массы по горизонтам вскрытия и производства горных работ

Горизонт вскрытия, м	Горизонт производства г.р.								Итого горной массы, м ³
	+426	+408	+390	+372	+354	+336	+318	+300	
+372	850939 7,4	160481 96,1	157476 90,6	135112 33,1					5381651 7,15
+354	136601 07,9	152573 71,3	285977 65,3	207972 44,9	213366 74,1				8734916 3,45
+336				833398 6,5	119613 55,6	114008 04,1			3169691 46,18
+318				564797 6,8	140237 38,9	142394 17,4	124986 37,9		4640977 1,02
+300				509792 2,7	127168 73,8	125813 78	124458 82,5	108676 27,6	5370968 4,7
									2729812 82,5

Таблица 3.6

Текущие объемы вскрыши по горизонтам вскрытия и производства горных работ

горизонт вскрытия, м	горизонт производства горных работ, м							Итого вскрыши, м ³
	+408	+390	+372	+354	+336	+318	+300	
+372	5767208 ,3	622924 ,7	5972352 ,5					12362485, 5
+354			62231,5	7891549 ,5				7891549,5
+336			131298, 3	220048, 8	507644 3			5427790,1
+318			131298, 3	243442, 67	176759 ,4	4880893 ,4		5432393,7

+300				445827, 2			4570965, 3	5016792,4
								36131011, 3

Таблица 3.7

Текущие объемы угля по горизонтам вскрытия и производства горных работ

гори- зонт вскры- тия, м	горизонт производства горных работ, м								Итого угля, м ³
	+426	+408	+390	+372	+354	+336	+318	+300	
+372	85093 97,4	102809 87,8	151247 65,9	753888 0,6					4145403 1,6
+354	13601 07,9	152573 7,3	285977 65,3	207972 44,9	134451 24,5				7945761 3,9
+336				820268 8,2	117413 06,8	632436 1			2626835 6
+318				551667 8,5	137803 96,3	140626 57,9	761774 4,52		4097737 7,3
+300				509792 2,7	122710 46,7	125813 78	124458 82,5	62966 62,4	4869289 2,3
								2368502 71,2	

Таблица 3.8

Итоговые объемы горной массы, вскрышных пород, угля и эксплуатационные коэффициенты вскрыши по горизонтам вскрытия карьерного поля

Гори- зонты вскры- тия, м	Горная масса, тыс.м ³	Запасы угля				Объем вскрышных по- род		Эксплуата- ционный коэффици- ент вскрыши, м ³ /т
		Балансо- вые		Промыш- ленные		Геологиче- ский, тыс.м ³	Эксплуата- ционный, тыс.м ³	
		тыс. м ³	тыс.т	тыс. м ³	тыс.т			
+372	53816,5 2	1236 2,49	1668 9,36	1186 7,99	1602 1,78	40959,53	41545,03	2,6
+354	87349,1 6	7891, 55	1065 3,59	7575, 89	1022 7,45	79141,95	79457,61	7,7
+336	31696,1 5	5427, 79	7327, 52	5210, 68	7034, 42	26051,24	26268,36	3,7
+318	46409,7	5432,	7333,	5215,	7040,	40876,08	40977,30	5,8

	7	39	73	10	38			
+300	53709,6 8	5016, 79	6772, 67	4816, 12	6501, 76	48492,22	48692,89	7,5
Всего	272981, 2/	3613 1,01	4877 6,87	3468 5,77	4682 5,79	235405,03	236850,27	

Средний коэффициент вскрыши по карьеру составляет $5,03 \text{ м}^3/\text{т}$.

На основе итоговой таблицы погоризонтных значений объемов горной массы, вскрышных пород и угля строят сводный график режима горных работ. Для этого на оси абсцисс в выбранном масштабе откладывают горизонты вскрытия от верхнего до нижнего. Затем строят четыре оси ординат: объем горной массы ($V_{\text{ГМ}}$), поэтапные объемы вскрыши ($V_{\text{В}}$), объемы промышленных запасов угля ($Q_{\text{П}}$) и текущий эксплуатационный коэффициент вскрыши ($K_{\text{ТЭ}}$). Далее для каждого горизонта вскрытия согласно данным итоговой таблицы откладывают ординаты $V_{\text{ГМ}}$, $V_{\text{В}}$, $Q_{\text{П}}$ и $K_{\text{ТЭ}}$.

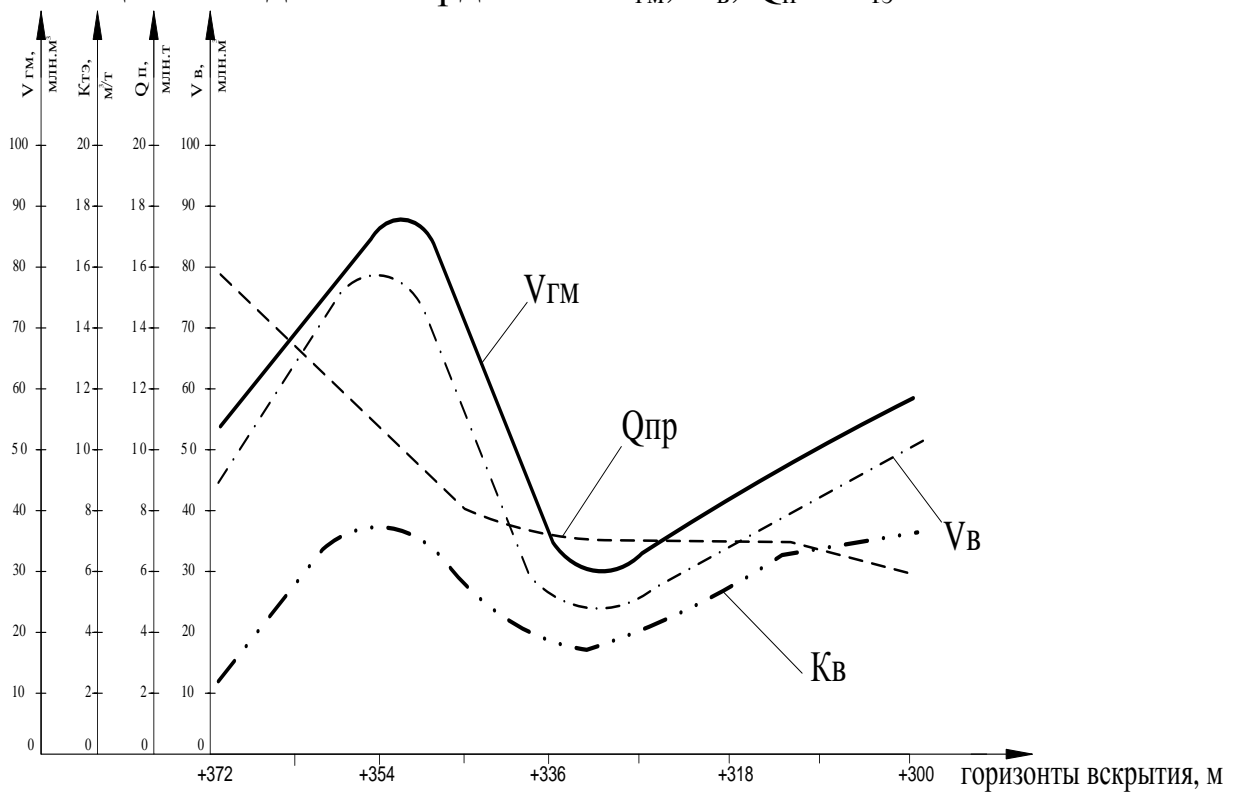


Рис. 3.7. Сводный график режима горных работ при разработке угольной залежи при углубочной продольной системе разработки.

Сводный график режима горных работ получают соединением конечных точек соответствующих ординат горной массы, угля и вскрыши по этапам (горизонтам) горных работ в границах карьер-

ного поля. Сводные графики объемов имеют свойство: общая площадь, заключенная между осью высотных отметок и графиком горной массы (вскрыши, угля) до какой-либо высотной отметки, означает общий извлекаемый объем горной массы (вскрыши, угля) при проведении горных работ до указанной отметки дна разрезной траншеи.

Практическое занятие № 4 Горно-геометрический анализ при сплошных поперечных системах разработки

Для осуществления горно-геометрического анализа на геологическом разрезе наносятся линии горизонтов, отстоящие друг от друга на расстоянии, равном высоте уступа. Углубление карьерного поля на один горизонт называется этапом производства горных работ. Выполняемые при этом объемы вскрышных и добычных работ по горизонтам на рабочих бортах называются **текущими объемами**. При дальнейших расчетах следует ввести следующие понятия.

Горизонт привязки. Проводится через точку пересечения почвы стратиграфически нижнего пласта рассматриваемого варианта разработки свиты с линией выхода этого пласта под наносы. Углы откосов бортов карьера первого этапа принимаются равными углам устойчивости соответственно со стороны висячего и лежащего боков пластов свиты. Площадь вскрыши определяется, как разность горной массы и угля. При увеличении глубины разработки залежи от i -го до $(i+1)$ горизонтов к площади горной массы и угля предшествующего контура (этапа) с нарастающим итогом добавляются аналогичные площади приращаемого контура карьерного поля.

Таблица 4.1

Текущие площади горной массы, угля, вскрышных пород и текущего коэффициента вскрыши по горизонтам горных работ

Горизонт производства горных работ, м	Горная масса ($V_{ГМ}$), м ²	Запасы угля ($Q_{У}$), м ²		Вскрыша ($V_{В}$), м ²	Текущий коэффициент вскрыши ($K_{В}^T$), м ² /т
		м ²	т		
0	320	20	27	300	11,1
1	480	50	67,5	430	6,3
2	550	90	121,5	460	3,7
3	690	120	162	1270	7,8

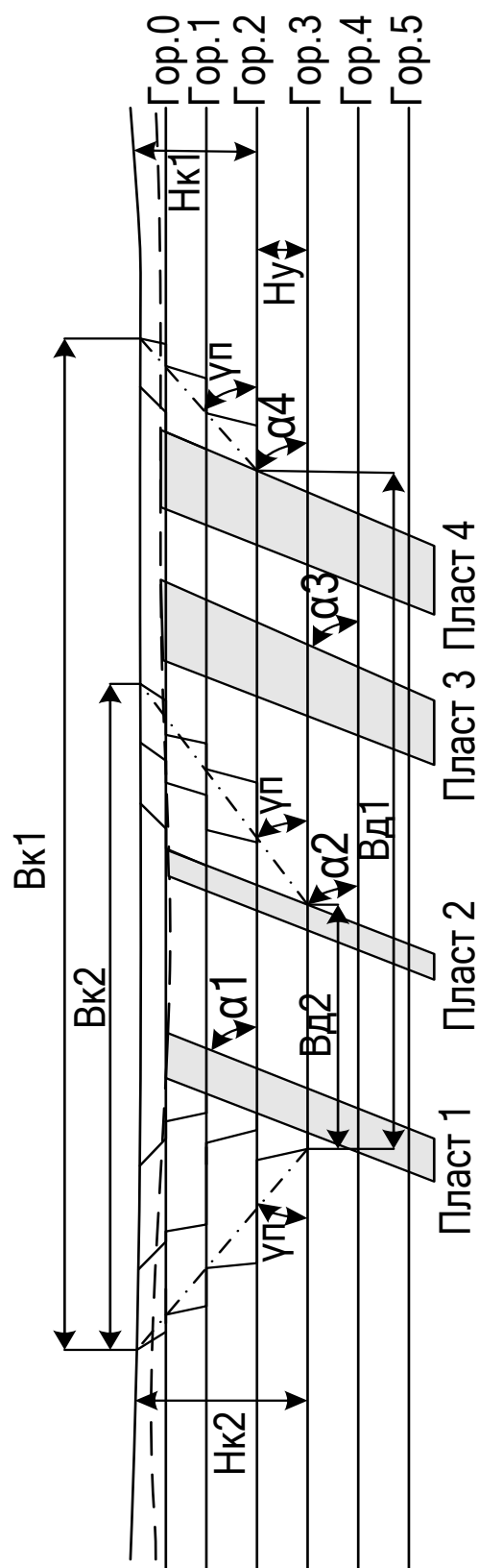


Рис.4.1. Схемы к определению глубины разработки угольной залежи: а – при продольной системе разработки; б – при поперечной системе разработки.

По результатам расчета примера установлено: условие $K_{гр} = K_T$ имеет место на горизонте 3; глубина карьера составляет $H_k = 75$ м; ширина карьерного поля по поверхности $B_k = 430$ м; ширина дна карьерного поля $B_d = 230$ м; число горизонтов производства работ $n = 4$;

Для расчета объемов по этапам горных работ определяются длины уступов по горизонтам производства горных работ L_i по формуле, м:

$$L_i = L_d + 2 \cdot H_y \cdot [(n-i) + 0,5] \cdot \text{ctg } \gamma_T, \quad (4.1)$$

где i – порядковый номер уступа, начиная с верхнего; n – общее число уступов; L_d – длина дна карьерного поля, м; H_y – высота уступа, м; γ_T – угол откоса торцов карьерного поля, град.

Длина карьерного поля по поверхности L_k определяется по формуле, м:

$$L_k = L_d + 2 \cdot H_k \cdot \text{ctg } \gamma_T, \quad (4.2)$$

где H_k – глубина карьерного поля (измеряется по расчетной схеме горно-геометрического анализа), м.

Таблица 4.2

Текущие объемы горной массы, угля, вскрышных пород и текущего коэффициента вскрыши по горизонтам горных работ

Горизонт производства горных работ, м	Горная масса ($V_{гм}$), м ³	Запасы угля (Q_y), м ²		Вскрыша (V_B), м ³	Текущий коэффициент вскрыши (K_B^T), м ³ /т
		м ³	т		
0	320000	20000	27000	300000	11,1
1	480000	50000	67500	412500	6,1
2	550000	90000	121500	428500	3,5
3	690000	120000	162000	528000	7,8

На основе итоговой таблицы погоризонтных значений объемов горной массы вскрышных пород и угля строят сводный график режима горных работ для этого на оси абсцисс в выбранном масштабе откладывают горизонты. Затем строят четыре оси ординат: объем горной массы, объемов вскрыши, объемов запасов угля и текущего эксплуатационного коэффициента вскрыши. Масштаб по осям ординат принимаются различный. Сводный график режима горных работ получают соединением конечных точек соответствующих ординат горной массы, вскрыши, угля и коэффициента

вскрыши. Полученные зависимости показывают характер распределения текущих объемов вынимаемой горной массы, угля и вскрыши по этапам горных работ в границах карьерного поля.

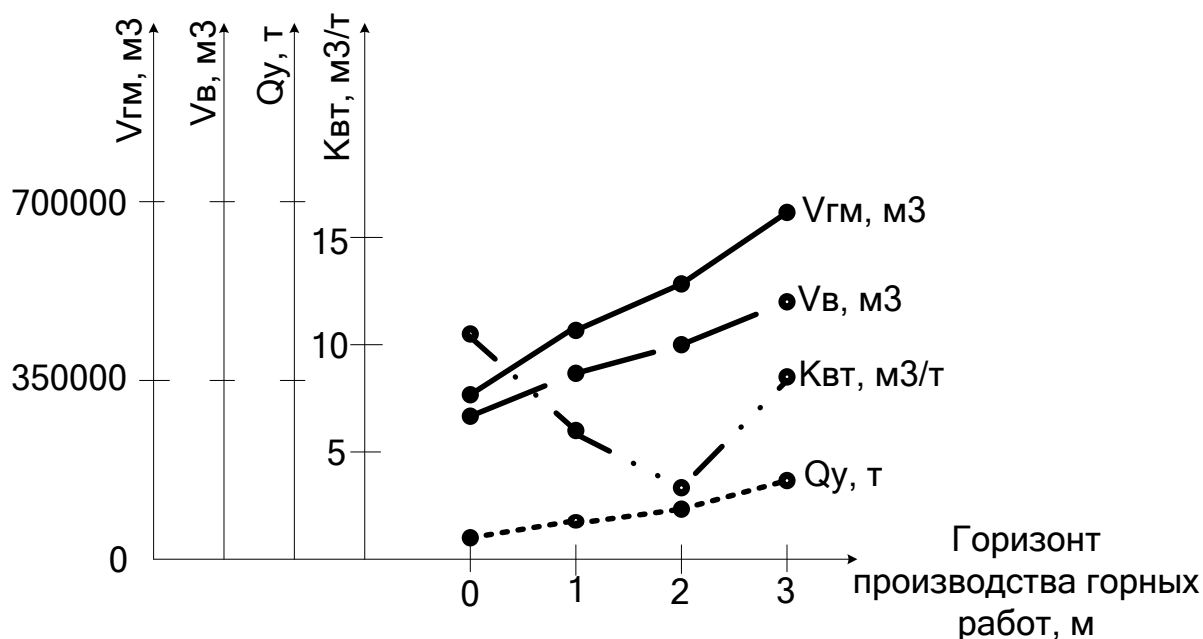


Рис.4.2.Сводный график режима горных работ при разработке угольной залежи по сплошной поперечной системе разработки.

Форма отчетности. Отчет по практическим работам №2-4 оформленный на стандартных листах формата А4 с приложением геологического профиля и изображенными на нем результатами горно-геометрического анализа, промежуточные и итоговые таблицы с расчетами площадей и объемов, сводный график режима горных работ.

Вопросы для самоконтроля, практические работы №2-4.

1. Горно-геометрический анализа карьерного поля, порядок выполнения, виды представления результатов.
2. Методики определения глубины карьерного поля.
3. Дайте определение, что такое режим горных работ, график режима горных работ и его свойства, этап производства горных работ, горизонт вскрытия, горизонт производства горных работ
4. Порядок выполнения анализа при различных системах и технологиях открытых горных работ.

Практическое занятие № 5

Проектирование производственной мощности карьера

Под **проектной производственной мощностью** понимается максимально возможная расчетная добыча полезного ископаемого установленного качества в карьере в год. Для угольных разрезов она устанавливается в весовой норме (млн. т/год или тыс.т /год) [6,14,16]. Важнейшим фактором, определяющим производственную мощность карьера по добыче, являются запасы полезного ископаемого в границах карьерного поля. В практической работе рассматривается обоснование производственной мощности угольного разреза в зависимости от величины запасов угля, установленных горно-геометрическим анализом залежи.

При обосновании производственной мощности разреза следует руководствоваться «Нормами технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов» [9].

Нормами рекомендуется взаимоувязывать производственную мощность разреза с запасами угля и сроком физического и морального износа (амортизацией) основных зданий и сооружений для разрезов большой и средней мощности или основного горнотранспортного оборудования для разрезов малой мощности. Ориентировочные значения производственной мощности разрезов по добыче угля и сроки их службы приведены в табл. 5.1.

При определении производственной мощности необходимо также знать обеспеченность карьера запасами различной степени готовности в различные периоды его эксплуатации (табл. 5.2). В табл. 5.3 приведены нормативы на сроки освоения производственной мощности карьера после пуска его в эксплуатацию и объемы добычи на этот период. Период затухания горных работ $T_{\text{зат}}$ обычно принимается равным сроку освоения $T_{\text{осв}}$ производственной мощности, т.е. $T_{\text{зат}} \approx T_{\text{осв}}$.

В теоретическом плане определение проектной производственной мощности поэтапно: сначала устанавливается первоначальная расчетная производственная мощность, а затем на нее накладывается ряд ограничений. Величина, оставшаяся от первоначальной производственной мощности, принимается за проектную производственную мощность.

Ограничения могут быть следующего характера: необходимость в данном виде полезного ископаемого; величина капиталъ-

ных вложений; поставка необходимого вида оборудования; по величине пропускной и провозной способности транспортных коммуникаций; по показателю интенсификации развития горных работ; по экологической безопасности; иные ограничения.

Таблица 5.1

Ориентировочные значения производственной мощности разрезов по добыче угля и сроки их службы

Разрезы	Промышленные запасы Z, млн.т	Производственная мощность по добыче угля, млн.т/год	Срок амортизации основных зданий, сооружений или основного горно-транспортного оборудования, лет
Крупные, с большими запасами угля	250-500	10-12	25-50
Средние, с ограниченными запасами угля	75-150	3-5	25-40
Малые, с небольшими запасами угля	10-20 до 5-10	1-2 0,1-0,8	10-20 8-10

Таблица 5.2

Нормативы обеспеченности запасами различной степени готовности к выемке на предприятиях открытой разработки

Период эксплуатации карьера	Обеспеченность запасами, месяцев		
	Подготовленные	Вскрытые	Готовые к выемке
На момент ввода в эксплуатацию	6-12	4-6	0,5-1,5
Работа с проектной мощностью	4,5-7,0	2-3	1,0-1,5
Затухание работ	3,5-4,5	1,5-3,5	0,5-1,0

Таблица 5.3

Нормативы и сроки освоения проектной производственной мощности карьера

Проектная производительность карьера по полезному ископаемому, млн.т/год	Продолжительность освоения проектной мощности $T_{осв}$, месяцев	Объем добычи, % от годовой производственной мощности		
		1-й год	2-й год	3-й год
До 5	9	85	100	–
5-15	15	70	90	100

В рамках выполняемой практической работы выполняется расчет первоначальной проектной производственной мощности.

Первоначальная проектная производственная мощность A_p определяется по формуле, тыс.т/год,

$$A_p = \frac{Z}{T}, \quad (5.1)$$

где Z – промышленные запасы угля в карьерном поле, тыс. т;
 T – продолжительность работы карьера с учетом освоения производственной мощности и затухания горных работ, лет:

$$T = T_a + T_{осв} + T_{зат}, \quad (5.2)$$

где T_a – срок амортизации основных зданий, сооружений или основного горно-транспортного оборудования (табл. 5.1), лет; $T_{осв}$ – срок освоения производственной мощности (табл. 5.3), лет; $T_{зат}$ – период затухания горных работ, лет.

Далее определяется ориентировочная производительность карьера по вскрыше по формуле, тыс. м³/год,

$$P_B = \frac{A_p}{\gamma_y} \cdot K_{ср} \cdot K_{н.г}, \quad (5.3)$$

где $K_{ср}$ – средний коэффициент вскрыши, м³/т; $K_{н.г} = 1,1 \div 1,3$ – коэффициент неравномерности распределения вскрыши по годам (в расчетах принимаем $K_{н.г} = 1,3$).

При проектировании карьера помимо обоснования проектной мощности устанавливаются: срок освоения полной производственной мощности карьера, отсчитываемый от момента сдачи карьера в эксплуатацию; объем добычи в процентах от годовой производительности на первый год эксплуатации, второй и т.д. до момента освоения проектной мощности.

Пример определения производственной мощности. [6,9]

Производственная мощность составляет 500,0 тыс.т. и определяется с учетом следующих условий: сложность горно-геологических условий; величина запасов участка; протяженность фронта работ; сложность размещения оборудования на рабочих уступах; потребительский спрос; пропускная и провозная способность автодорог; срок амортизации основного горного и транспортного оборудования.

Производственная мощность составляет $A_p=500,0$ тыс.т угля и $P_v=5760,0$ тыс.м³ вскрыши (производственная мощность по вскрыше рассчитана по среднему коэффициенту вскрыши участка, $K_g = 11,52 \text{ т/м}^3$). Для проектируемого угольного разреза проектной производственной мощностью 500,0 тыс.т в год принимаем на момент сдачи карьера в эксплуатацию 6-ти месячные подготовленные запасы (250тыс. т), из них 4-х месячные вскрытые запасы (166,7тыс.т) и одномесячные готовые к выемке (41,6тыс.т).

Поскольку разрез имеет мощность менее 5млн. т/год, то срок освоения проектной производственной мощности принимается равным 2 года. Объем добычи за первый год должен составить 85% от проектной мощности (425 тыс.т). За второй год эксплуатации объем добычи должен быть равным полной производственной мощности (500 тыс.т).

Расчет отдельных показателей входящих в состав проверочного расчета базируется на методике, изложенной в дисциплине «Процессы открытых горных работ».

Производственная мощность по горной массе составит:

$$P_{г.м.} = P_y / \gamma_y + P_g; \quad (5.4)$$

где P_y – производственная мощность участка по углю, тыс. т; γ_y – объемный вес угля, т/м³; P_g – производственная мощность участка по вскрыше, тыс. м³.

$$P_{г.м.}^I = 500/1,35 + 5330,0 = 6130,4 \text{ тыс.м}^3.$$

Данная производственная мощность удовлетворяет условиям норм технологического проектирования карьеров и для учебных целей принимаем, что она не ограничивается провозной способностью въездной траншеи.

Расчет производительности экскаваторного парка.

Производительность экскаваторного парка по горной массе составит:

$$Q_{\text{экс.п.}} = Q_{\text{экс.1}} + Q_{\text{экс.2}} + \dots + Q_{\text{экс.i}}; \quad (5.5)$$

$$Q_{\text{экс.п.}} = 1233,3 + 1593,0 + 1026,0 + 1726,0 + 4979,4 = 10557,7 \text{ ТЫС.М}^3/\text{ГОД.}$$

Расчет производительности парка автосамосвалов.

Списочный парк автосамосвалов БелАЗ-7547 составляет 9 шт., БелАЗ-7555 составляет 6 шт., БелАЗ-75131 составляет 3 шт., Scania P380 составляет 2 шт. Рабочий парк автосамосвалов составляет 7 шт., 5 шт., 2 шт. и 1 шт. соответственно (при коэффициенте использования парка равного 0,71). К технологическим перевозкам относится транспортирование вскрышных пород в отвалы и добытого полезного ископаемого до угольного склада. Расчет производительности парка автосамосвалов представлен в табл. 5.4.

Таблица 5.4

Производительность и количество автосамосвалов

Наименование показателей	Значения
Транспортирование коренных пород	
1	2
Объем работы, тыс.м ³ /год	3262,6
БелАЗ-7547	
Объем работы, тыс.м ³ /год	2392,6
Производительность, тыс.м ³ /год	374,0
Количество рабочих, шт	7,0
БелАЗ-7555	
Объем работы, тыс.м ³ /год	870,0
Производительность, тыс.м ³ /год	453,0
Количество рабочих, шт	2,0
Транспортирование рыхлых пород	
Объем работы, тыс.м ³ /год	3550,0
БелАЗ-7555	
Объем работы, тыс.м ³ /год	1200,0
Производительность, тыс.м ³ /год	511,0
Количество рабочих, шт	3,0
БелАЗ-75131	
Объем работы, тыс.м ³ /год	2350,0
Производительность, тыс.м ³ /год	1099,0

Количество рабочих. шт	2,0
Транспортирование угля из добычного забоя до склада	
Объем добычи. тыс.м ³ /год	340,7
Scania P380 (8x4)	
Объем работы. тыс.м ³ /год	340,7
Производительность. тыс.м ³ /год	325,0
Количество рабочих. шт	1,0

Максимально возможный объем горной массы, перевозимый принятым количеством автосамосвалов, составляет 7580,0 тыс.м³.

Расчет провозной и пропускной способности автодорог.

Параметры технологических автодорог рассчитаны, исходя из параметров автосамосвала максимальной грузоподъемности (БелАЗ-75131).

Для обеспечения высокой провозной и пропускной способности автодорог производятся следующие мероприятия:

- исправление отдельных мелких повреждений земельного полотна, водоотливных сооружений, заделка ям, трещин, выбоин;
- исправление просадок, восстановление шероховатости поверхности покрытий;
- исправление профиля дорог на отдельных участках, пропуск воды по канавам и другим водоотливным сооружениям;
- установка, разборка и ремонт снегозащитных устройств;
- систематическая очистка дорожных покрытий от снега и льда.

Провозная и пропускная способность автодорог будет ограничиваться въездной траншеей внутреннего заложения, проходящей по южному борту карьера первой очереди участков, к внешнему отвалу.

Пропускная способность автодороги – это максимально возможное число автосамосвалов, которые могут пройти через определенный участок в единицу времени (за час) в одном направлении:

$$N_{\text{п}} = 1000 \cdot V \cdot K_{\text{нд}} \cdot n / L_{\text{н}}; \quad (5.6)$$

где: $K_{\text{нд}} = 0,5-0,8$ - коэффициент неравномерности движения;
 $t_{\text{м}}$ - интервал времени между автомобилями, мин; $L_{\text{н}}$ - интервал между автосамосвалами, м; V - скорость движения автомобиля по ограничивающему перегону ($V=16-18$), км/ч; n – число полос движения в одном направлении.
 $N_{\text{п}} = 1000 \cdot 17,0 \cdot 0,65 \cdot 1/50 = 221$ а/ч.

Провозная способность автодороги:

$$M = N_{\text{п}} \cdot V_{\text{а}} \cdot f; \quad (5.7)$$

где: M – провозная способность автодороги, $\text{м}^3/\text{ч}$; $f = 1,75-2,0$ – коэффициент резерва пропускной способности автодороги; $V_{\text{а}}$ – объем породы в целике перевозимой в кузове автосамосвала (для автосамосвала БелАЗ-75131, $V_{\text{а}} = 44,1 \text{ м}^3$), м^3 . $M = 221 \cdot 20,27/1,8 = 5414,5 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Провозная способность за год составит:

$$M_{\text{год}} = M \cdot n_{\text{сут}} \cdot n_{\text{год}}, \text{ тыс.м}^3/\text{год}; \quad (5.8)$$

где: $n_{\text{сут}}$ и $n_{\text{год}}$ – количество рабочих часов в сутки и количество рабочих дней в году соответственно.

$$M_{\text{год}} = 2488,7 \cdot 24 \cdot 353 = 45871,6 \text{ тыс.м}^3/\text{год}.$$

Расчет производительности буровых станков.

Суммарная производительность буровых станков составит:

$$Q_{\text{бур.}} = Q_{\text{бур.1}} + Q_{\text{бур.2}}; \quad (5.9)$$

$$Q_{\text{бур.}} = 82,9 + 150,6 + 326,4 = 559,9 \text{ тыс.пм/год};$$

Данная производительность буровых станков позволит подготовить коренные породы к выемке в объеме $8627,3 \text{ тыс.м}^3$ и $21723,5 \text{ тыс.т.}$ углей.

Расчет производительности бульдозерного отвалообразования.

Суммарная производительность бульдозеров составит:

$$Q_{\text{бул.}} = Q_{\text{бул.1}} + Q_{\text{бул.2}} + \dots + Q_{\text{бул.n}}; \quad (5.10)$$

$$Q_{\text{бул.}} = 3793,0 + 3882,0 + 1624,0 + 2531,0 + 1230,0 = 13060,0 \text{ тыс.м}^3/\text{год}.$$

Расчет производительности участка по отгрузке угля.

Суммарная производительность погрузчиков составит:

$$Q_{\text{пог.}} = Q_{\text{пог.1}} + Q_{\text{пог.2}}; \quad (5.11)$$

$$Q_{\text{бул.}} = 647,0 \text{ тыс.м}^3/\text{год}.$$

Расчет производительности участка по фронту горных работ.

Годовая производительность участка по полезному ископаемому по условию интенсивности развития горных работ определяется:

$$P_{\text{п.и.}} = V_{\text{ф}} \cdot m \cdot L_{\text{ф}} \cdot \rho_{\text{п.и.}}; \quad (5.12)$$

где: $\rho_{\text{п.и.}}$ – плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$; $V_{\text{ф}}$ – скорость подвигания фронта работ, $\text{м}/\text{год}$; m – мощность пласта полезного ископаемого, м ; $L_{\text{ф}}$ – длина фронта работ, м .

$$P_{\text{п.и.}} = 150,8 \cdot 18,0 \cdot 500,0 \cdot 1,35 = 1832,2 \text{ тыс.т/год.}$$

По результатам расчета проектной производственной мощности с проверкой по ограничивающим параметрам составляется сводная таблица показателей расчета.

Форма отчетности. Отчет по практической работе №5 оформленный на стандартных листах формата А4 с приложением расчетов по определению производственной мощности и ее проверки по ограничивающим показателям, сводная таблица показателей.

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение производственной мощности.
2. Нормативная документация, регламентирующая порядок определения годовой добычи разреза.
3. Назовите факторы, определяющие и ограничивающие производственную мощность угольного разреза. Последовательность расчетов.

Практическое занятие № 6 **Трансформация графика режима горных работ** **в календарный график и его регулирование**

Цель практической работы научиться составлять календарный план производства горных работ на основе сводного графика режима горных работ. Календарное планирование горных работ включает [8,17]: трансформацию сводного графика режима горных работ в календарный график горных работ; анализ этого графика и его регулирование; составление, на основе отрегулированного календарного графика, календарного плана горных работ в табличной форме. Необходимость трансформации сводного графика режима горных работ вызвана тем, что в практической деятельности при составлении планов горных работ оперируют не с погоризонтными объемами работ, а с годовыми объемами по полезному ископаемому и по вскрышным породам. Поэтому появляется необходимость в трансформации сводного графика текущих объемов применительно к календарным периодам по годам эксплуатации карьера. Трансформация графика осуществляется следующим образом.

По известной (расчетной) производительности A_p карьера по полезному ископаемому определяется срок отработки i -го слоя с запасами Q_{ni} полезного ископаемого (лет):

$$t_i = \frac{Q_{ni}}{T} \quad (6.1)$$

Исходя из срока отработки слоя и объема вскрыши в нем, определяют годовую необходимую производительность карьера по вскрыше в течение срока отработки слоя

$$P_{в} = \frac{V_{вi}}{t_i} \quad (6.2)$$

$$\text{или } P_{в} = K_{мэ} \cdot A_p \quad (6.3)$$

где $K_{мэ}$ - текущий эксплуатационный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{т}$.

Для выполнения трансформации графика режима горных работ строятся графики вскрышных и добычных работ, совмещенные с таблицей, включающей исходные данные по горизонтам производства горных работ. После выполнения расчетов строится календарный график вскрышных и добычных работ. Так же, как и график режима горных работ, календарный график имеет интегральное свойство: общая площадь, заключенная между осью времени T и графиком вскрыши (угля) до какой-либо ординаты временной отметки, означает общий извлекаемый объем вскрыши (угля) при ведении горных работ за указанный период.

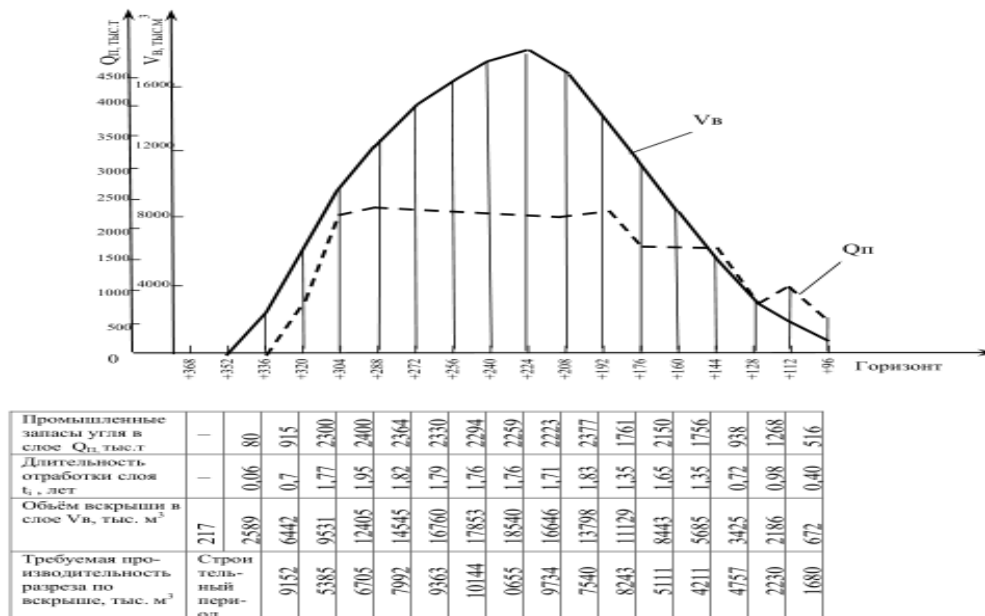


Рис 6.1. График вскрышных и добычных работ и исходные данные для его трансформации [8].

Календарный график должен отвечать требованиям рационального ведения вскрышных и добычных работ при эксплуатации карьера. Если график не отвечает таким требованиям, то он должен быть отрегулирован.

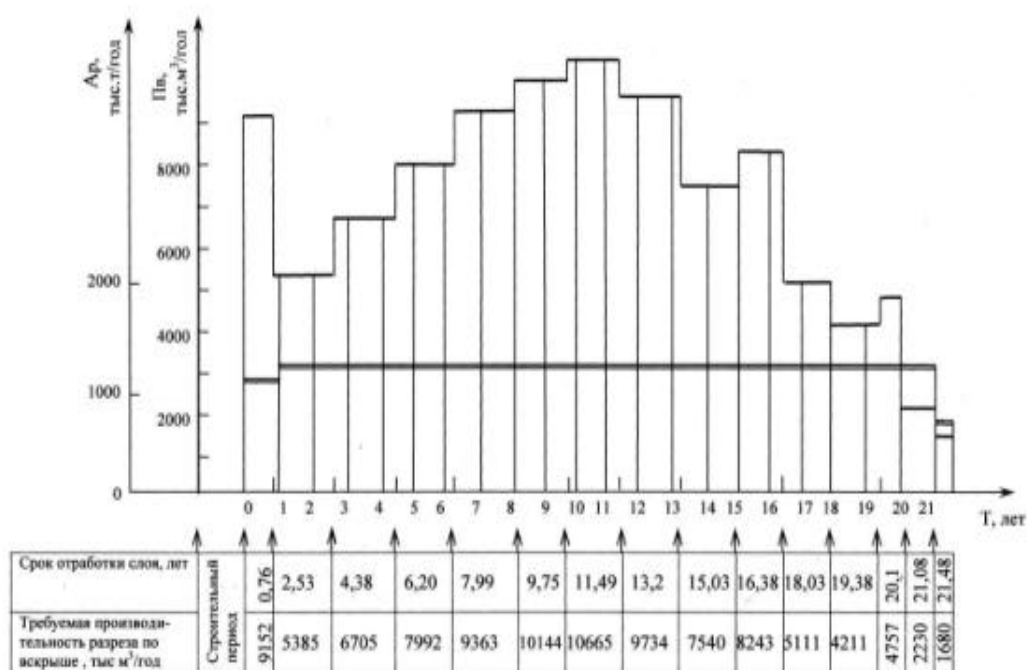


Рис. 6.2. Календарный график вскрышных и добычных работ [8].

Рациональный календарный график имеет следующие признаки [17]:

1. В любой период разработки (за исключением периода затухания работ) текущий коэффициент вскрыши должен быть равным или меньше, чем в последующий период. Поэтому производительность карьера по вскрыше при постоянной производительности по полезному ископаемому в каждом последующем периоде должна быть равной или больше, чем в предыдущем.

2. В любой период добыча полезного ископаемого должна быть постоянной или возрастающей во времени. Это объясняется тем, что даже незначительное снижение производственной мощности приводит к резкому снижению технико-экономических показателей.

3. В общем виде рациональный календарный график объемов V вскрышных и добычных работ при длительных сроках T разработки месторождения должен быть не только возрастающим (или равномерным), но и ступенчатым (рисунок 5.3).

Ступенчатость календарного плана связана с вложением капитальных затрат на приобретение нового, как правило более мощного, дорогостоящего оборудования. Для открытых горных работ крупные капитальные затраты вкладывают периодически, связывая вложения с реконструкцией и одновременным повышением мощности предприятия. Из этого следует такой признак рационального календарного плана горных работ, как ступенчатость календарного графика объемов вскрышных и добычных работ и этапность в развитии горных работ на карьере.

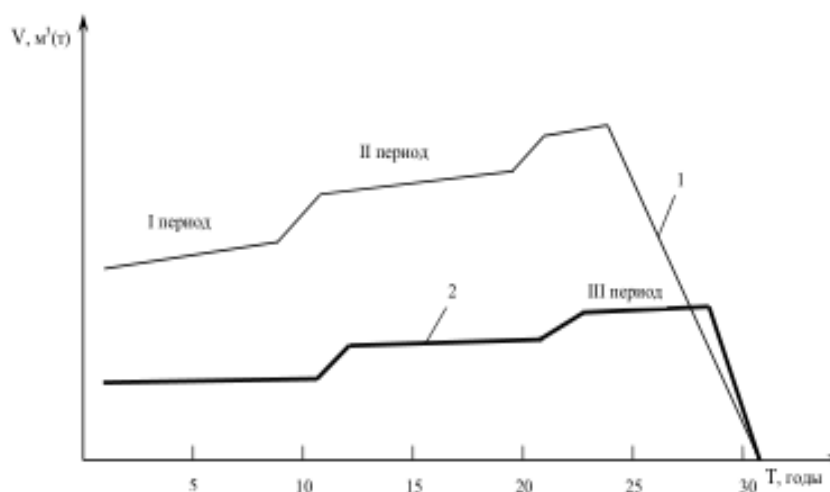


Рис.6.3. Рациональный график вскрышных (1) и добычных работ (2) [17].

Рациональная продолжительность этапа по организационно-техническим и экономическим факторам ограничивается сроком 7 - 12 лет и ориентировочно равна срокам амортизации основного горного оборудования.

Увеличение производительности карьера по полезному ископаемому и вскрыше при реконструкции (высота ступени) предусматривается, как правило, в пределах 15-30 %, от ранее достигнутой.

Анализ полученного календарного графика вскрышных работ (см.рисунок 6.2) показывает, что он не удовлетворяет требованиям рационального графика. График неравномерен по годам эксплуатации и имеет "пиковые" объемы вскрыши. Работа разреза при наличии "пиковых" объемов требует краткосрочного ввода в работу и вывода из работы нового оборудования и обслуживающих его бригад рабочих, что отрицательно влияет на производственную деятельность предприятия. Поэтому календарный график вскрышных работ такого типа следует регулировать (выравнивать). Регулирование графика вскрышных объемов с целью снятия "пиковых" объемов вскрыши осуществляется, следующими основными способами:

1. Перенос части "пиковых" объемов вскрыши на более ранние сроки. В этом случае за счет уменьшения угла наклона рабочего борта часть объемов вскрыши верхних горизонтов можно выполнить заранее.

2. Перенос части "пиковых" объемов на более поздние периоды за счет выделения этапов разработки с формированием временно не рабочего борта внутри границ карьерного поля, т.е. за счет временной консервации вскрыши верхних горизонтов.

Для примера, рассмотрим порядок выравнивания полученного календарного графика (см.рисунок 6.2). Вид выровненных графиков вскрышных и добычных работ можно установить следующим анализом:

1. Срок отработки залежи составляет около 22 лет, что равно, примерно, двум срокам амортизации основного горнотранспортного оборудования. Следовательно, вид календарного графика должен быть двухступенчатым с возрастанием производительности разреза по вскрыше на втором этапе на 15-30 %. Реконструкция разреза с заменой горнотранспортной техники должна производиться в конце срока амортизации оборудования работающего на первом этапе, т.е. после 10 года. Необходимо предусмотреть постепенную замену вскрышных экскаваторов в течение двух лет (11 – 12 гг).

После выравнивания календарного графика осуществляют планирования вскрышных и добычных работ на ближайшие 5 - 7 лет по годам выполнения и с привязкой к горизонтам производства работ.

Форма отчетности. Отчет по практической работе №6 оформленный на стандартных листах формата А4 с приложением исходных данных для трансформации графика режима горных работ, графических материалов с календарным и выровненным календарным графиком горных работ.

Вопросы для самоконтроля

1. Причины вызывающие календарное планирование горных работ.
2. Порядок составления календарного плана горных работ.
3. Признаки рационального календарного графика.
4. Способы регулирования календарного графика и недостатки работы предприятия при наличии "пиковых" объемов в календарном графике.

Практическое занятие № 7 **Пятилетнее развитие горных работ**

Целью практической работы является получение студентами навыков расчета пятилетнего календарного плана на разрезах Кузнецкого угольного бассейна [17].

Принцип оптимальности планирования работы сложных природно-техничко-технологических комплексов, какими являются карьеры, в динамике материальных объектов (изменения положений горных работ, перемещений экскаваторов и буровых станков и т.д.) и во времени заключается в том, что каковы бы ни были начальные состояния системы и принимаемые ранее решения, все последующие решения по планированию ее развития должны быть оптимальными по отношению к состоянию, получающемуся в результате действия всех предшествующих плановых решений по управлению системой. Именно такой принцип оптимальности используется при установлении рационального режима горных работ при долгосрочном планировании на основе горно-геометрического

анализа карьерного поля и выбора способов регулирования режима. Выделенные при обосновании режима горных работ основные долгосрочные этапы разработки месторождения и в их пределах пятилетние планы развития горных работ являются, в свою очередь, основой для составления и рассмотрения в динамике развития вариантов годовых планов горных работ.

Для согласования решений в иерархической системе планирования горных работ используется ряд управляющих параметров: объемы добычи, вскрыши, горной массы, расстояния транспортирования угля и породы, качественные показатели угля, число вводимых в эксплуатацию уступов и т.д.

Основными задачами пятилетнего плана являются: 1. Определение объемов добычи по годам; 2. Корректировка от достигнутого положения на момент планирования ранее намеченных при долгосрочном перспективном планировании контуров развития горных работ по годам; 3. Расчет объемов горной массы и вскрыши, текущих коэффициентов вскрыши; 4. Обоснование развития схемы вскрытия; 5. Расчет объемов горно-капитальных и горно-подготовительных работ; 6. Обоснование необходимого объема капитальных вложений для строительства вскрывающих выработок и приобретение нового горнотранспортного оборудования и периодов их вложения; 7. Планирование производительности труда, себестоимости, прибыли, рентабельности и других показателей.

Исходными данными являются ожидаемые к концу текущего периода производства горных работ их положения в пространстве карьера и выполняемые с этой целью объемы добычи и вскрыши. Ожидаемое положение горных работ в пространстве карьера, как на профилях, так и в плане зачастую несовпадает с ранее намеченным в силу различных причин: неточность геологических данных по пространственному положению, нарушениям и структуре пластов угля; мелкие, средние, редко достаточно крупные горные аварии (оползни, обрушения, подтопления выработок и т.п.); влияние резких изменений климата (сильные морозы, ливни, густые туманы и пр.); порядок перемещения экскаваторов по заходкам и между ними и, как следствие, нехватка автотранспорта в отдельные периоды работы; поломки и необходимость внеплановых ремонтов техники и др. В связи с этим пятилетний план развития горных работ корректируется по годам от ожидаемого положения горных работ на конец текущего года и рассчитывается в направлении их развития в

соответствии с долгосрочным планом. Ожидаемое положение горных работ на конец года и положение их в соответствии с долгосрочным планом может иметь различную степень отклонения: незначительную, несущественную и существенную. В зависимости от этого принимается решение об отсутствии или необходимости корректировки долгосрочного плана или проектной документации, с одной стороны, а с другой, в любом случае при пятилетнем планировании горных работ применяется для расчетов корректирующая методика расчета положений горных работ по годам от ожидаемого достигаемого на конец текущего года, когда осуществляется планирование.

Сущность ее аналогична методикам горно-геологического анализа, установления режима горных работ и трансформации его в календарный план и состоит в следующем:

1. Обосновывается критерий, который наиболее пригоден для выбора порядка отработки объемов добычи по годам пятилетнего плана. Критерий должен гарантировать производство объемов добычи по годам в течение пяти лет, обеспечивать ее непрерывность, ритмичность, т.е. примерное равенство или возрастание с заданным градиентом. Это может быть достигнуто гарантированным в пространстве и по срокам создания нормативных вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов угля с выполнением объемов вскрыши. В связи с изложенным к таким критериям можно отнести годовую производственную мощность, кроме того, она является и важнейшим экономическим показателем горных работ. Таким образом, она является комплексным показателем, который включает в себя и отражает технологию, организацию и экономику горных работ на разрезах.

2. Обосновывается метод расчета объемов горных работ по заданному критерию. Условия, которым отвечает критерий расчета порядка отработки объемов, определяет графоаналитический метод расчета объемов добычи по всем профилям карьера. Этот метод состоит в подготовительных и расчетных работах по набору заданных объемов добычи и вскрыши. Подготовительные работы заключаются в вычерчивании положений горных работ на каждом профиле карьера при условии их углубления последовательно на горизонте, которые предстоит разрабатывать в ближайшие пять лет, подсчете объемов добычи и вскрыши по каждому профилю и горизонту. В объемы добычи включаются все угольные пласты свиты, которые

находятся на балансе разреза. В объемы вскрыши включаются все объемы, необходимые для рациональной, с минимальными потерями и разубоживанием, выемки угля, для чего принимаются во внимание технологические схемы отработки угольных пластов различных по мощности и условиям залегания. Объемы добычи переводятся в весовые единицы и рассчитываются численные значения для каждого профиля и горизонта углубления горных работ. Очевидно, что точность расчетов будет зависеть от количества профилей карьера, включаемых в расчет. Расчетные работы по набору заданных объемов подразделяются на набор объемов добычи и последующий набор объемов вскрыши. Набор объемов добычи производится суммированием их по горизонтам и профилям. Ограничением расчета объемов добычи является заданное годовое значение их объема (годовая добыча). При этом часть объемов добычи на профиле, где достигается это значение, переносится на второй год расчета. И далее расчет объемов добычи производится аналогичным образом. Набор объемов вскрыши осуществляется в той же последовательности и определяется посредством суммирования объемов по профилям карьера с учетом объемов вскрывающих выработок для доступа к полезному ископаемому и на вскрышные горизонты. Годовое значение объема горной массы, соответствующее профилю, который определяет достаточность набора годового объема добычи, сравнивается с суммарной годовой производительностью имеющихся в распоряжении разреза экскаваторов и провозной способностью транспорта. Далее продолжается набор объемов вскрыши из объемов следующего по добыче года в направлении, соответствующем установленному порядку набора объемов добычи до достижения примерного равенства объемов горной массы расчетного года и вскрыши следующего с суммарной производительностью экскаваторов. Излишние объемы вскрыши относят к последующему расчетному году. Из расчетного объема горной массы вычитаются объемы добычи первого планируемого года, и выделяется объем основной вскрыши, полученный объем вскрыши складывается с дополнительным объемом вскрыши второго расчетного года, требуемым для загрузки производительности экскаваторов. Далее расчет продолжается в той же последовательности, пока не будут набраны объемы на всю планируемую пятилетку. В случае, если суммарной производительности экскаваторов или транспорта будет не хватать для выполнения объемов в каком-либо году, реша-

ется вопрос о своевременном приобретении, доставке, монтаже и обкатке оборудования. На основании полученных результатов расчета пятилетнего плана горных работ на профилях карьера и в плане вычерчиваются конечные годовые положения горных работ, составляется результирующая таблица календарных объемов, могут также рассчитываться необходимые технические и экономические показатели.

Пример определения пятилетнего плана производства горных работ на карьере.

При календарном планировании используются данные по текущим значениям запасов угля и объемов вскрыши на горизонтах, которые предстоит разрабатывать в предстоящие пять лет.

Таблица 7.1

Промышленные запасы угля (тыс.т)

Горизонты вскрытия, м	Горизонты производства добычных работ, м				
	-70	-80	-90	-100	-110
-70	1300				
-80		1300			
-90			1300		
-100				1300	
-110					1300
Всего	1300	1300	1300	1300	1300

Таблица 7.2

Объемы вскрыши (тыс.м³)

Горизонты вскрытия, м	Горизонты производства вскрышных работ, м				
	-70	-80	-90	-100	-110
-70	500				
-80	1000	500			
-90	1000	1000	500		
-100	1000	1000	1000	500	
-110	1000	1000	1000	1000	500
Всего	4500	3500	2500	1500	500

Календарный план представляется в виде табл. 7.3, а пример графической отстройки бортов разреза на профиле I-I (рис.7.1).

До начала планирования 2010-го года работы разреза необходимо показать положение горных работ на геологическом профиле на момент окончания 2009года.

Согласно данным проектируемого разреза годовая производственная мощность составляет 1000тыс.т., а годовая производительность по вскрыше 2000тыс.м³.

Из таблицы 7.1 видно, что для обеспечения годовой производственной мощности 1000тыс.т. в 2010году необходимо подготовить запасы на горизонте -70м., а оставшиеся запасы 300тыс.т. переходят на 2011год. Следовательно, для обеспечения годовой производственной мощности надо выполнить вскрышные работы в размере 2000тыс.м³. Эти работы выполняются за счет проходки разрезной траншеи со стороны висячего бока залежи 500тыс.м³ (см.табл. 7.2) и отгонки бортов на вышележащих горизонтах на ширину рабочей площадке в размере 1500тыс.м³ (горизонт -60м. со стороны висячего и лежащих боков залежи по 750тыс.м³). Таким образом, завершается планирование вскрышных и добычных работ на 2010год.

Планирование горных работ на 2011год. Остаток запасов в размере 300тыс.т. отрабатывается на горизонте -70м. при завершении проходки разрезной траншеи, а часть запасов в разрезной траншеи 700тыс.т. на горизонте -80м. Выше на горизонте -60м. отгоняются борта со стороны висячего бока залежи на ширину двух рабочих площадок 1500тыс.м³ и отгонка борта на рабочей площадке со стороны лежащего бока пласта 500тыс.м³. Общий объем вскрышных работ получается 2000тыс.м³.

Аналогично просматриваются горизонты производства добычных и вскрышных работ за третий, четвертый и пятый годы.

По итогам анализа составляется таблица календарного плана на пять лет (табл. 7.3) и отстраивается профиль горных работ (рис. 7.1).

На этом завершается календарное планирование горных работ на разрезе.

Таблица 7.3

Пятилетний календарный план вскрышных и добычных работ на разрезе

Горизонт производства горных работ в карьере	Вид работ	Объем работ по годам				
		2010-й	2011-й	2012-й	2013-й	2014-й

-60	Вскрыша, тыс.м ³	1500	2000			
	Добыча, тыс.т					
-70	Вскрыша, тыс.м ³	500		1500	500	
	Добыча, тыс.т	1000	300			
-80	Вскрыша, тыс.м ³			500	1000	
	Добыча, тыс.т		700	300		
-90	Вскрыша, тыс.м ³				500	1500
	Добыча, тыс.т			700	300	
-100	Вскрыша, тыс.м ³					500
	Добыча, тыс.т				700	1000
ВСЕГО	Вскрыша, тыс.м ³	2000	2000	2000	2000	2000
	Добыча, тыс.т	1000	1000	1000	1000	1000

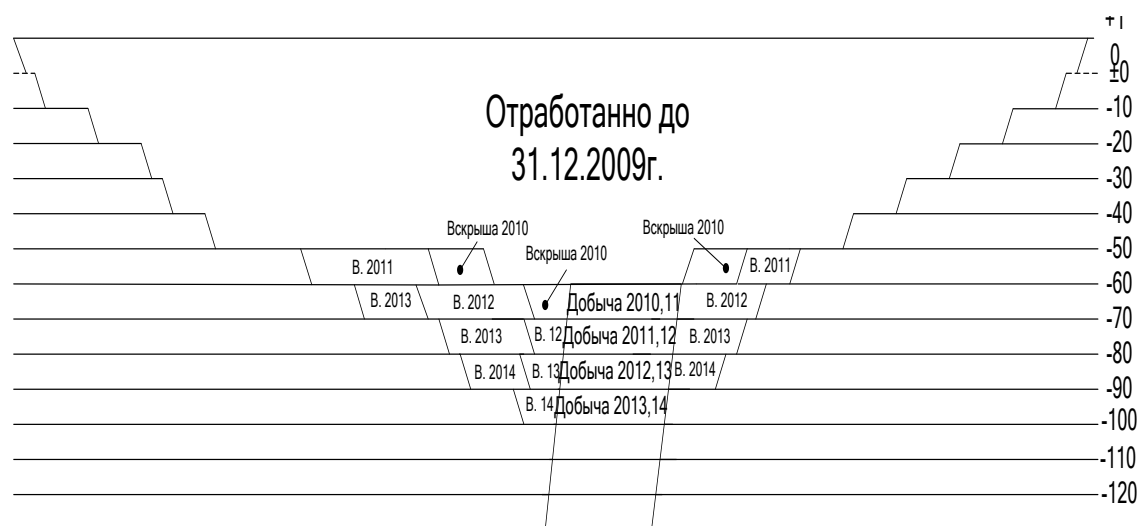


Рис.7.1. Пятилетний план производства вскрышных и добычных работ на разрезе (профиль горных работ).

Форма отчетности. Отчет по практической работе №7 оформленный на стандартных листах формата А4 с приложением исходных данных для составления плана развития горных работ, пятилетний календарный план вскрышных и добычных работ на разрезе в табличном и графическом виде (каждый планируемый год закрасить разным цветом).

Вопросы для самоконтроля.

1. Причины вызывающие календарное планирование горных работ.

2. Порядок составления пятилетнего календарного плана горных работ.
3. Способы корректировки пятилетнего плана развития горных работ по годам.

Практическое занятие № 8

Разработка годовых планов развития горных работ

Цель практической работы получение студентами навыков расчета плана развития горных работ на год. Под **годовым планом развития горных работ** понимается комплекс организационно-технических мер, предусмотренных предприятием на год для выполнения плана добычи и установленного уровня извлечения угля из недр [17]. Годовые планы разрабатываются в соответствии с утвержденной проектной документации предприятий, установленным пятилетним планом, схемами раскройки карьерных полей. В условиях экономической самостоятельности горное предприятие само устанавливает плановый годовой объем добычи, необходимый для обеспечения его экономической жизнедеятельности, который зависит от: наличия запасов, провозной способности транспорта, производительности имеющегося парка выемочно-погрузочного оборудования и заключенных договоров с потребителем, т.е. возможности реализовать продукцию. Основным показателем годового планирования является план по добыче товарной продукции. При годовом планировании решается ряд задач: 1) обеспечение плана добычи за год; 2) планомерное развитие горных работ в соответствии с проектом и пятилетним планом; 3) рациональное использование запасов; 4) обеспечение непрерывного пополнения годового плана с целью создания резервов и условий ритмичной работы отдельных участков; 5) планомерная загрузка оборудования. При годовом планировании определяется положение экскаваторных заходок с учетом нагрузки на каждую единицу техники, провозной способности карьерного транспорта и приемной способности отвалов. Под планом развития горных работ понимается комплекс организационно-технических мер, предусмотренных предприятием на год для выполнения плана добычи и установленного уровня извлечения полезного ископаемого из недр.

Различные горно-геологические условия производства горных работ накладывают свой отпечаток на методики календарного планирования горных работ. Они отличаются способом подсчета в зависимости от применяемой на разрезе технологии производства горных работ.

Общий порядок расчета следующий [17]:

1. При транспортной технологии основным показателем, относительно которого планируются все остальные работы, является, как правило, план-задание по добыче товарного угля или потребность в данной марке и сорте угля определенного качества. Прежде чем распределять план-задание по добыче производится анализ исходного уровня запасов, т.е. оценивается наличие подготовленных и готовых к выемке запасов на каждом горном участке карьера. Подсчет их ведут на основании вновь пополненных на начало планового периода планов и профилей карьера. При разработке сложно-структурных месторождений со свитовым залеганием пластов, когда для перевода вскрытых запасов в подготовленные необходимо проводить работы по выемке пород междупластий, одготовленные запасы подсчитываются только в пределах нарезанных уступов.

2. При бестранспортной технологии, ведущим показателем годового плана является плановая нагрузка по объему вскрыши на драглайн. План-задание по добыче для экскаваторов и нагрузка по вскрыше на драглайн распределяются в течение года равномерно в соответствии с Едиными нормами расчета производительности экскаваторов с учетом их износа и поправочных коэффициентов температурных зон. Например, фактическое значение месячного плана ($P_{\text{факт}}$) равно среднемесячному за предыдущий год ($P_{\text{ср.м}}$), умноженному на поправочный коэффициент температурной зоны

$$P_{\text{факт}} = P_{\text{ср.м}} * K,$$

где K – поправочный коэффициент температурной зоны.

Поправочный коэффициент температурной зоны для Кузбасса, например, расписывается с января по декабрь следующим образом: 0,85 + 0,85 + 0,89 (первый квартал); 1 + 1 + 1; 1 + 1 + 1 (второй и третий кварталы); 1 + 0,91 + 0,89 (четвертый). В целом за первый квартал он составит 2,59, а за год 11,39. С учетом этих поправочных коэффициентов план по добыче и плановая нагрузка на экскаваторы при расчетах распределяется по кварталам, а на первый квартал и по месяцам (возможно и по всем месяцам года).

4. В зависимости от технологии горных работ, с учетом особенностей залегания пластов геологической службой разреза устанавливаются нормативы эксплуатационных потерь и разубоживания угля по каждому пласту, горизонту, горному участку и в целом по предприятию. На основании этих нормативов производится перерасчет плана товарной добычи на балансовые запасы, по формуле

$$D_6 = D_T \cdot (100 - P) / (100 - \Pi),$$

где D_6 и D_T – соответственно годовой план добычи в балансовых запасах и товарной продукции, тыс.т; P и Π – разубоживание и эксплуатационные потери угля, %.

5. Планируется опережающее развитие вскрышных работ для обеспечения норматива подготовленных (Z_n на 1 месяц) и готовых к выемке запасов (Z_r на 0,5 месяца) на конец планируемого периода. Таким образом, обеспеченность карьера запасами на плановый период определяется по формуле

$$Z = D_6 + Z_n + Z_r, \text{ где } Z_n = (D_6 / 12) \cdot T_{np}, Z_r = (D_6 / 12) \cdot T_{nr},$$

где T_{np} и T_{nr} – соответственно нормативы подготовленных и готовых к выемке запасов, мес.

В зависимости от основного показателя, относительно которого планируются все остальные работы (план-задание по добыче или плановая нагрузка на драглайн), выбирается метод распределения в пространстве карьера и расчета объемов добычи и вскрыши на планируемый год.

Для составления годового календарного плана развития горных работ в расчетах принимаются только фактические параметры горных выработок и показатели работы оборудования карьера.

Расчет плановых объемов добычи и вскрыши по плановой нагрузке на драглайн.

Этот метод применяется при бестранспортной технологии на месторождениях с пологим и горизонтальным залеганием пластов. Бестранспортная технология состоит в выемке пород непосредственно из массива драглайном или после предварительного рыхления буровзрывным способом и складировании их в выработанном пространстве. Драглайн в этом случае является основной машиной на карьере, производительность которой необходимо использовать на полную мощность и в зависимости от этого рассчитывать количество подготовленных и готовых к выемке запасов угля.

Порядок расчета состоит в следующем:

1. На профилях горных работ устраиваются вскрышные заходки в сторону неотработанного массива пород. От верхней бровки вскрышного уступа откладывается ширина экскаваторной заходки (A_6) и под углом откоса уступа ($\alpha_в$) устраивается контур планируемой отработки вскрыши. Определяется объем породы ($V_в$) в отстроенном контуре, приходящийся на 1 м длины заходки, т.е. площадь, по формуле

$$S_в = A_6 * H_y, \text{ м}^2,$$

где H_y – высота уступа бестранспортной вскрыши, м.

2. В соответствии с технологической схемой работы драглайна на профили наносятся оси его 1 – го хода. Для этого на расстоянии равном радиусу черпания экскаватора ($R_ч$) от верхней бровки планируемой заходки в массиве пород проводится ось хода драглайна и от оси хода в сторону отвала проводится ось разгрузки.

3. По каждому расчетному профилю проверяется емкость отвала, для чего по оси разгрузки строится высота ($H_о$) и вершина отвала. Вершина отвала может быть получена и по высоте разгрузки экскаватора. От точки вершины отвала под углом откоса разрыхленной породы ($\alpha_о$) устраивается его контур и подсчитывается емкость отвала на 1 м фронта ($S_о$). При этом должно выполняться условие, что емкость отвала на профиле должна быть больше или равна объему породы в контуре вскрышной заходки с учетом коэффициента разрыхления пород в отвале (K_p):

$$S_о = S_в * K_p.$$

4. При усложненной бестранспортной технологии определяется коэффициент переэкскавации с приведением его к объему в целике по формуле

$$V_{п} = (S_{п} * l_{п}) / K_p,$$

где $S_{п}$ – площадь поперечного сечения переэкскавируемой породы, м^2 ; $l_{п}$ – длина фронта отвальной заходки, подлежащей переэкскавации, м.

5. Аналогичным образом определяется положение оси 2 –го и всех последующих ходов экскаватора, пока не будут набраны объемы в соответствии с его годовой плановой нагрузкой (V_r), соответствующей годовой производительности. Следует отметить, что помимо объемов вскрыши и переэкскавации в плановую нагрузку драглайна включаются следующие виды работ: строительство зумпфа для откачки воды, поступающей в карьер; разгрузка отвалов в случае угрозы оползней; зачистка кровли пласта угля; пере-

экскавация пород по обнажению (зачистке) откоса угольного уступа по фронту и другие работы.

В случае если вскрыша отрабатывается несколькими экскаваторами (комбинированная технология отработки вскрыши), расположенными на двух – трех уступах, то планирование отработки транспортных уступов начинается с верхнего. Минимальное расстояние между вскрышными экскаваторами при этом (отставание нижнего от верхнего) должно быть не менее двойного максимального радиуса черпания экскаваторов, расположенных на смежных уступах.

6. Следующим шагом определяется величина подвигания драглайна вдоль фронта работ по календарным срокам (месяцам и кварталам - L_i):

$$L_i = V_r / V_{\text{пл}},$$

где $V_{\text{пл}}$ – плановый объем вскрыши за определенный календарный срок, м^3 .

7. Величина подвигания вдоль фронта откладывается по календарным периодам, начиная от контура ожидаемого положения горных работ на конец текущего года на плане. Построив, таким образом, первую заходку, откладывают вторую и т.д. При этом переэкскавация пород вскрыши на плане не изображается. Объемы переэкскавации отражаются только на профилях и в таблице подсчета годовых объемов с разбивкой по кварталам и месяцам.

8. После построения календарного плана развития вскрышных работ, приступают к определению объемов добычи. Для этого по профилям устанавливают наличие готовых к выемке запасов (Z_r) и от профиля, на котором они имеются начинают планировать добычные работы, отстраивая для этого ширину добычной заходки (A_d).

9. Определяют возможную добычу (D_B) и выход полезного ископаемого с 1 м фронта ($D_{1м}$) по формулам:

$$D_B = A_d * m_n * \rho, \text{ т}; D_{1м} = D_B * (100 - \Pi) / 100,$$

где m_n – нормальная мощность угольного пласта, м; ρ – плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$; Π - плановые эксплуатационные потери по пласту, %.

10. Рассчитывают подвигание угольного уступа за календарный срок по формуле

$$L_{\text{пл}} = D_{\text{пл}} / D_{1м},$$

где $D_{\text{пл}}$ – плановая добыча за календарный срок.

Плановая добыча за календарный срок зависит от наличия готовых к выемке запасов (Z_r) и не должна превышать плановой производительности добычного экскаватора ($Q_{дi}$) в том же календарном периоде, т.е. должны выполняться следующие условия

$$D_{пл} = Z_r \text{ и } D_{пл} = Q_{дi} * \rho.$$

Запасы, готовые к выемке определяются по профилям и в плане карьера после составления календарного плана развития вскрышных работ.

Производительность добычного экскаватора за календарный срок определяют по формуле

$$Q_i = P_{сут} * T_i,$$

где $P_{сут}$ – суточный норматив производительности экскаватора, $m^3/сут$; T_i – число дней работы экскаватора в плановом периоде.

11. Подвигание угольного забоя наносится на план горных работ, а его сечение на профили по календарным срокам года. Планируя подвигание угольного забоя, следует следить за величиной минимального отставания угольного забоя от вскрышного. Эта величина не должна превышать суммы наибольших радиусов действия добычного и вскрышного экскаваторов с учетом величины заброса ковша драглайна.

Расчет плана горных работ по заданию объема добычи.

Этот метод применяется на всех разрезах, разрабатывающих наклонные и крутопадающие месторождения угля. В качестве основного показателя в этом случае принимается план – задание по добыче товарного угля.

Заданный годовой объем товарной продукции пересчитывается на балансовые запасы по формуле

$$D_б = D_{т*} * (100 - P) / (100 - П),$$

где P – разубоживание угля породой в процессе добычи, %.

Объем вскрыши для обеспечения планового объема добычи определяется

$$V_r = D_б * K_э,$$

где $K_э$ – эксплуатационный (плановый) коэффициент вскрыши, $m^3/т$.

Объем горной массы определится по формуле

$$V_{гм} = V_r + D_б/\rho, m^3.$$

При этом проверяется возможность выполнения плана добычи по трем факторам: суммарной эксплуатационной производительности

сти экскаваторов в карьере; провозной способности карьерного транспорта; - приемной способности отвалов.

Годовой объем горной массы не должен превышать суммарной годовой производительности экскаваторов на разрезе и провозной способности применяемого транспорта. Набор объемов добычи в течение года производится в первую очередь и осуществляется по минимуму текущего коэффициента вскрыши аналогичным образом, как и при перспективном планировании горных работ. Объемы вскрыши набираются в соответствии с расчетным порядком набора объемов добычи с учетом движения переходящих запасов полезного ископаемого, полной загрузкой производительности экскаваторов и примерно постоянного объема грузооборота карьера по календарным периодам в течение года, т.е. месяцам.

Проверка возможности выполнения плана по годовой и среднесуточной добыче с использованием имеющегося выемочно-погрузочного оборудования выполняется следующим образом:

1. Определяется число календарных дней работы экскаваторов и карьера в плановом периоде.

2. Устанавливается возможный объем выемки по горной массе для каждого экскаватора в течение календарного срока по формуле

$$V_{j\text{ГМ}} = \Pi_{j\text{э.сут}} * T_{j\text{э}},$$

где $V_{j\text{ГМ}}$ – месячный или квартальный объем выемки горной массы одним экскаватором, тм^3 ; $\Pi_{j\text{э.сут}}$ – суточная производительность j – го экскаватора, тм^3 ; $T_{j\text{э}}$ – число суток работы j – го экскаватора в течение календарного срока.

3. Рассчитывается возможный объем выемки горной массы каждым экскаватором за год как сумма месячных или квартальных объемов ($V_{\text{эГ}}$).

4. Среднесуточная производительность одного экскаватора за год составит

$$\Pi_{\text{э.ср.сут}} = V_{\text{эГ}} / T_{\text{эГ}}.$$

5. Среднесуточная производительность разреза в течение года тогда определится

$$\Pi_{\text{р.ср}} = \sum V_{\text{эГ}} / T_{\text{р.Г}},$$

где $T_{\text{р.Г}}$ – число дней работы разреза за год.

Таким образом, просуммировав данные по объемам горной массы всех экскаваторов по месяцам и кварталам за весь год, получают квартальные и годовые объемы горной массы. Если эти объемы равны полученному заданию или несколько больше его, при-

ступают к разработке плана развития добычных работ в карьере. В противном случае изыскивают пути повышения объема добычи до заданного уровня, либо утверждают новое плановое задание, в объеме возможной добычи исходя из производительности выемочно-погрузочного оборудования.

После этого вне зависимости от способа отвалообразования производится проверка приемной способности отвалов тому объему вскрыши, который планируется разместить на отвалах. Если не предполагаются какие-либо изменения, приемную способность отвалов при планировании принимают по текущему году. После анализа всех вышеприведенных факторов утверждается план по объему добычи для всего разреза и эта цифра распределяется между горными участками исходя из опыта и их конкретных условий работы: наличия и величины готовых к выемке запасов; положения горных работ, текущего коэффициента вскрыши и угла наклона рабочего борта, механизации, пропускной способности вскрывающих выработок и т.д.

Утвержденный план по добыче для конкретных горных участков распределяется в их пространстве и по календарным срокам в следующем порядке.

Форма отчетности. Отчет по практической работе №7 оформленный на стандартных листах формата А4 с приложением расчетов по годовому плану, профиль горных работ с нанесенными положениями экскаваторных вскрышных и добычных заходов по кварталам и на год.

Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение годового плана.
2. Основные показатели годового планирования.
3. Задачи годового плана и способы его составления.
4. Порядок расчета и оформления материалов при изготовлении плана.
5. Ограничения, влияющие на установленный уровень годовой добычи.

Практическое занятие № 9

Общие сведения об организации работы оборудования на уступе

Целью практической работы является получение студентами навыков расчета графика месячной производительности оборудования на основе организации его работы на уступе.

Общие сведения об организации работы оборудования на уступе. Взаимосвязано составления графика организации работы оборудования на уступе состоит из трех частей: «Расчет и построение графика организации работы экскаватора»; «Расчет и построение графика организации работы буровых станков»; «Расчет и построение графика организации совместной работы буровых станков и мехлопаты» [4,11,12,13].

При построении графика организации работы оборудования целью является увязка во времени и пространстве работ по подготовке пород к выемке, её экскавации, проведению ремонтов и перегонов оборудования на уступе. Учет всех этих работ позволяет наиболее полно и достоверно рассчитать производительность оборудования - экскаваторов и буровых станков. График организации работы оборудования составляется на один календарный месяц [13].

Построение графиков заключается: в расчете сменной производительности горных машин; определении времени обуривания или отработки заходки по всей её длине или по длине отдельных участков; планировании ремонтов; определении продолжительности холостых перегонов оборудования; выполнении эскизов положения оборудования на уступе на начало и окончание месяца; расчете плановых показателей работы оборудования за календарный месяц.

Основными исходными данными являются: параметры вскрышной или буровзрывной заходки; положение оборудования (забоя) на уступе на начало планируемого месяца; схема вскрытия уступа; вид и продолжительность ремонтов в течение месяца; типы и модели горнотранспортного оборудования.

Основными показателями организации работы оборудования являются: месячная плановая производительность горной машины; коэффициент использования полезного рабочего времени; месячная

скорость подвигания фронта работ по условию выемки вскрышных пород или производства буровзрывных работ.

Расчетная месячная плановая производительность горной машины находится суммированием сменных результатов её работы. Для этого строится месячный график организации работы машин, а сменные результаты фиксируются в результирующей таблице.

Коэффициент полезного использования рабочего времени горной машины определяется по формуле

$$K_{и} = 1 - \frac{\sum T_p + \sum t_{х.п}}{N_{см}}, \quad (9.1)$$

где $\sum T_p$ – суммарное нормативное время различных видов ремонта горной машины в течение месяца, смен (согласно табл. 9.1); $\sum t_{х.п}$ – продолжительность холостых перегонов машины, смен; $N_{см}$ – нормативное число рабочих смен машины в месяц (табл. 9.1). Виды и нормативы продолжительности ремонта оборудования рассчитываются из курса «Горные машины и оборудования»

Таблица 9.1

Режим работы горного оборудования [9]

Режим работы оборудования	Условные обозначения	Экскаваторы	Буровые станки
Число календарных суток в месяц	$N_{кс}$	30	30
Число рабочих суток в месяц	$N_{рс}$	30	26
Число рабочих смен в сутках	$N_{сс}$	3	2
Число рабочих смен в месяц	$N_{см}$	90	52

Продолжительность перегона бурового станка или экскаватора определяется по формуле, ч:

$$t_{х.п} = \frac{L}{1000 \cdot V} + \frac{T_{п.з}}{60} + n_{п.к} \cdot T_{п.к}, \quad (9.2)$$

где L – расстояние перегона (в практических работах - длина заходки, уступа), м; V – скорость передвижения горной машины, км/ч; $T_{п.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин; $n_{п.к}$ – число переключений кабеля; $T_{п.к} = 3$ - продолжительность переключения кабеля, ч.

Число переключений кабеля ($n_{п.к}$) определяется по формуле:

$$n_{п.к} = \frac{L}{l_{п.к}}, \quad (9.3)$$

где $l_{п.к} = 300$ м – расстояние между пунктами подключения кабеля. При расчете число переключений округляется до меньшего целого.

Месячная скорость подвигания фронта работ по условию выемки вскрышных пород, м/мес.:

$$V_{в.фр} = \frac{\Pi_{м.мес}}{L \cdot H}, \quad (9.4)$$

где $\Pi_{м.мес}$ – месячная производительность мехлопаты, м³/мес.; L – длина заходки (уступа), м; H – высота уступа, м.

Месячная скорость подвигания фронта работ по условию буровзрывной подготовки пород к выемке, м/мес.:

$$V_{б.фр} = \frac{\sum \Pi_{б.мес} \cdot A \cdot a}{L \cdot l_{скв} \cdot n_{р.ск}}, \quad (9.5)$$

где $\sum \Pi_{б.мес}$ – суммарная месячная производительность станков, занятых на обурировании заходки, м; A – ширина буровзрывной заходки, м; a – расстояние между скважинами в ряду, м; $l_{скв}$ – длина скважин, м; $n_{р.ск}$ – число рядов скважин.

Организация работы мехлопаты на уступе зависит от схемы его вскрытия (однофланговая или двухфланговая). При однофланговом вскрытии рабочий ход экскаватора начинается от вскрытого фланга заходки (начало заходки) и забой перемещается к торцевому флангу заходки (конец заходки). По окончании отработки заходки экскаватор холостым ходом перегоняется к вскрытому флангу для отработки следующей заходки. При двухфланговом вскрытии каждый ход экскаватора от одного фланга заходки к другому является рабочим (маятниковая схема организации работы оборудования).

Основным параметром для построения графика организации работы оборудования является продолжительность отработки (t_i) определенного участка заходки, определяемая по формуле

$$t_i = \frac{l_i}{V_{зб}}, \quad (9.6)$$

где l_i – длина участка, м; $V_{зб}$ – сменная скорость подвигания экскаваторного или бурового забоя, м/смену.

Составление графика организации работы экскаватора.

Сменная производительность мехлопаты при погрузке породы в автотранспорт определяется по формуле, м³/смену :

$$\Pi_{м.см} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{л.н} - T_{т.п}}{T_{п.а} + T_{у.п}} \cdot V_a, \quad (9.7)$$

где $T_{т.п}$ – время технологических перерывов, мин; $T_{в.п}$ – время установки автосамосвала под погрузку, мин; $T_{п.а}$ – время погрузки автосамосвала, мин; V_a – объем породы в кузове автосамосвала в плотном теле, m^3 .

При выполнении работ принимать: $T_{см} = 480$ мин; $T_{п.з} = 25$ мин при $E \leq 12,5 m^3$; $T_{п.з} = 45$ мин при $E \geq 12,5 m^3$; $T_{л.н} = 10$ мин для экскаваторной бригады и водителей автосамосвалов; $T_{т.п} = 60$ мин при погрузке породы в автосамосвалы.

$$T_{п.а} = \frac{V_a \cdot T_{ц}}{60 \cdot E \cdot K_э}, \quad (9.8)$$

где $T_{ц}$ – продолжительность рабочего цикла мехлопаты, с; $K_э$ – коэффициент экскавации; E – вместимость ковша экскаватора, m^3 .

Пример составления графика организации работы экскаватора

Исходные данные: Объект разработки – вскрышной уступ, сложенный породами III категории по трудности экскавации (по ЕНВ на открытые горные работы, 1989 г.); . Выемочный экскаватор – мехлопата ЭКГ-12,5; Длина вскрышного уступа $L = 700$ м.; Высота уступа $H = 15$ м. Ширина экскаваторной заходки $A = 25$ м.; Вскрытие уступа – двухфланговое.; Положение экскаваторного забоя относительно вскрытого фланга заходки на начало месяца $l_3 = 100$ м.; Грузоподъемность автосамосвала – 120 т. Виды ремонтов в течение месяца – сезонное техническое обслуживание (СТО). Начало ремонтов планируется самостоятельно.

Основным параметром для построения графика организации работы оборудования является продолжительность отработки (t_i) определенного участка заходки, определяемая по формуле

$$t_i = \frac{l_i}{V_{зб}}, \quad (9.9)$$

где l_i – длина участка, м; $V_{зб}$ – сменная скорость подвигания экскаваторного или бурового забоя, м/смену.

Для мехлопат она определяется по формуле, м/смену:

$$V_{зб.м} = \frac{\Pi_{м.см}}{A \cdot H}. \quad (9.10)$$

Другими параметрами организации работы экскаватора являются: продолжительность планово-предупредительных ремонтов и продолжительность холостых перегонов.

Последовательность учета этих параметров устанавливается при построении графика организации работы оборудования.

Порядок расчета и построения графика организации работы экскаватора на уступе.

1. Выполняется эскиз положения экскаваторного забоя на начало месяца. На эскизе указывается расстояние от вскрытого фланга заходки (профиль 0) до забоя – 100 м и длина дорабатываемого участка – 600 м. Другие положения горных работ показываются на эскизе по мере выполнения расчетов.

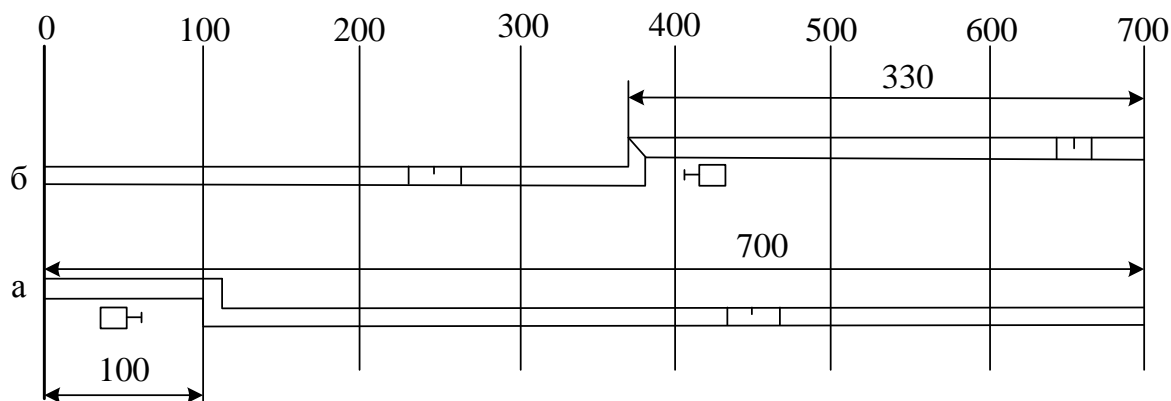


Рис.9.1. Эскизы положения экскаваторного забоя.

2. Определяется сменная производительность мехлопаты

$$T_{п.а} = \frac{46,9 \cdot 38,0}{60 \cdot 12,5 \cdot 0,69} = 3,4 \text{ мин.}$$

$$П_{м.см} = \frac{480 - 25 - 10 - 60}{3,4 + 0,8} \cdot 46,9 = 4300 \text{ м}^3/\text{смену} \text{ (4,3 тыс. м}^3/\text{смену)}.$$

Суточный объем экскавации за 3 смены: $4,3 \cdot 3 = 12,9$ тыс. м^3 .

3. Определяется сменная скорость подвигания экскаваторного забоя:

$$V_{зб} = \frac{4300}{25 \cdot 11} = 11,4 \text{ м.}$$

4. Определяется время доработки первой заходки:

$$t_1 = \frac{600}{11,4} = 52 \text{ смены (17 суток и 1 смена)}.$$

5. На заготовленной основе графика организации показывается перемещение экскаватора при доработке первой заходки, в точке б ордината равна 700 м, а абсцисса равна 17 суткам и 1 смене. Заполняется таблица объемов экскавации за полные 17 суток.

Со второй смены восемнадцатого числа планируется месячное сезонное техобслуживание экскаватора. Для ЭКГ-12,5 продолжительность ремонта – трое суток или 9 смен. Следовательно, во-

семнадцатого числа работа по экскавации горной массы осуществляется только в одну смену. Объем экскавации составит 4,3 тыс. м³, что и записывается в таблицу графика (рис. 9.10).

6. На эскизе показывается положение забоя на начало отработки второй заходки. Мехлопата приступает к выемке заходки в первую смену двадцать первого числа. До конца месяца остается двадцать девять смен, тогда $l_2 = 29 \cdot 11,4 \approx 330$ м.

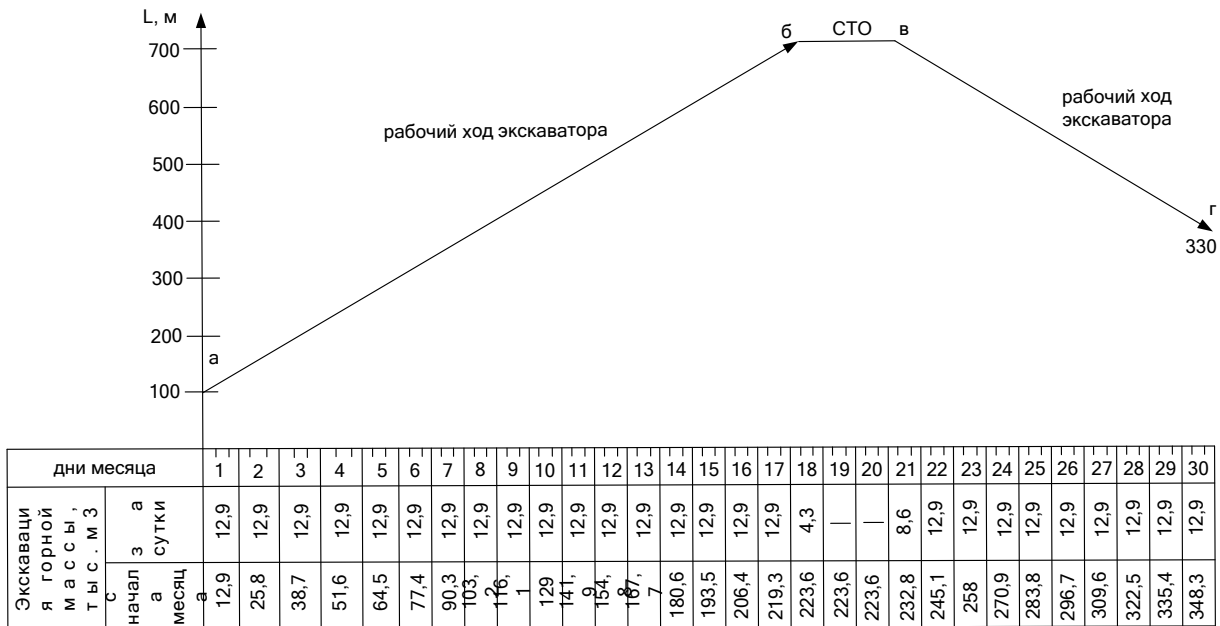


Рис. 9.10. График организации работы экскаватора ЭКГ-12,5.

На графике организации работ показывается перемещение экскаватора при отработке второй заходки и заполняется таблица объемов экскавации. На эскизе показывается положение экскаваторного забоя на конец месяца.

7. Показатели работы экскаватора за месяц.

Месячная плановая производительность мехлопаты ($P_{м.мес}$) равна 348300 тыс. м³. Коэффициент полезного использования рабочего времени экскаватора равен:

$$K_{и} = 1 - \frac{9}{90} = 0,9.$$

Месячная скорость подвигания фронта работ по условию выемки вскрышных пород (по формуле (1.7)):

$$V_{в.фр} = \frac{348300}{700 \cdot 15} = 33,1 \text{ м/мес.}$$

Составление месячного графика организации работы бурового станка [12]

Сменная производительность бурового станка определяется по формуле, м/смену:

$$П_{б.ст} = \frac{T_{см} - T_{п.з} - T_{л.н}}{t_o + t_b} \cdot K_t \cdot K_H \cdot K_{см} \cdot K_{бвр}, \quad (9.11)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, мин; $T_{п.з}$ – нормативное время выполнения подготовительно-заключительных операций, мин; $T_{л.н}$ – нормативное время на личные надобности, мин; K_t – коэффициент климатической температурной зоны; K_H – коэффициент, учитывающий обводненность и наклон скважин; $K_{см}$ – коэффициент, учитывающий подавление пыли при бурении скважин; $K_{бвр}$ – коэффициент, учитывающий проведение взрывных работ; t_o , t_b – соответственно время выполнения основных и вспомогательных операций, мин. Значения t_o и t_b принимаются в зависимости от типа и модели бурового станка, крепости породы и диаметра скважин. При выполнении работ принимать согласно нормативам: $T_{см} = 480$ мин; $T_{п.з} = 25$ мин; $T_{л.н} = 10$ мин. Для условий работы угольных разрезов Кузбасса нормативные значения коэффициентов равны: $K_t = 0,949$; $K_H = 0,95$; $K_{см} = 0,95$; $K_{бвр} = 0,97$.

Пример составления графика организации работы бурового станка [13]. Исходные данные 1. Объект разработки – вскрышной уступ, сложенный породами XI категории по буримости (по ЦБНТ). 2. Буровой станок – СБШ-250МН. 3. Выемочный экскаватор – ЭКГ-20А. 4. Сменная производительность экскаватора $П_{м.см} = 7450 \text{ м}^3$. 5. Длина уступа (буровзрывной заходки) $L = 1000$ м. 6. Высота уступа $H = 16$ м. 7. Ширина буровзрывной заходки $A = 23,1$ м. 8. Число рядов скважин $n_{р.ск} = 3$. 9. Длина скважин $l_{скв} = 20,8$ м. 10. Расстояние между скважинами в ряду $a = 8$ м. 11. Диаметр скважин $d_{скв} = 0,216$ м. 12. Вскрытие уступа – однофланговое. 13. Вид ремонта буровых станков – месячный ППР. 14. Производство буровых работ осуществляется в сутки двумя сменами продолжительностью каждой по 8 часов. **Организация работы буровых станков зависит от порядка перемещения экскаватора при выемке заходок.** По условию задания вскрытие уступа однофланговое, и мехлопата после отработки заходки перегоняется к вскрытому флангу. Поэтому и буровые станки начинают обурирование заходок от вскрытого фланга с последующим перегонем в начало заходки.

В работе принимать бурение скважин с первого числа месяца и от начала заходки.

Необходимое количество буровых станков ($n_{б.ст}$) находится по условию равенства скоростей подвигания экскаваторного забоя и бурового фронта:

$$n_{б.ст} = \frac{V_{зб.м}}{V_{зб.б}} \cdot K_{бур}, \quad (9.12)$$

где $V_{зб.м}$ – сменная скорость подвигания экскаваторного забоя, м/смену; $V_{зб.б}$ – сменная скорость подвигания бурового фронта при работе одного станка, м/смену; $K_{бур} = 1,4 \div 1,5$ – коэффициент, учитывающий меньшее количество рабочих смен при бурении скважин, чем при экскавации горной массы.

При расчете $n_{б.ст}$ следует округлять до ближайшего целого числа. Сменная скорость подвигания бурового фронта при работе одного станка определяется по формуле, м/смену:

$$V_{зб.б} = \frac{П_{б.см} \cdot a}{n_{р.ск} \cdot l_{скв}}, \quad (9.13)$$

где $П_{б.см}$ – сменная производительность бурового станка, м/смену; a – расстояние между скважинами в ряду, м; $n_{р.ск}$ – число рядов скважин буровзрывной заходки; $l_{скв}$ – длина скважины, м.

Массовые взрывы планировать еженедельно по субботам в конце второй рабочей смены – продолжительностью сутки.

Порядок расчета и построения графика организации работы буровых станков.

1. Выполняется эскиз положения буровых станков на начало месяца.

2. Определяется сменная производительность бурового станка.

3. Определяется сменная скорость подвигания бурового фронта при работе одного станка

$$V_{зб.б} = \frac{62,7 \cdot 8}{3 \cdot 20,8} = 8 \text{ м/смену.}$$

4. Определяется сменная скорость подвигания экскаваторного забоя

$$V_{зб.м} = \frac{7450}{23,1 \cdot 18} = 17,9 \text{ м/смену.}$$

5. Определяется количество буровых станков

$$n_{б.ст} = \frac{17,9}{8} \cdot 1,4 = 3.$$

6. Строится основа графика организации работы буровых станков.

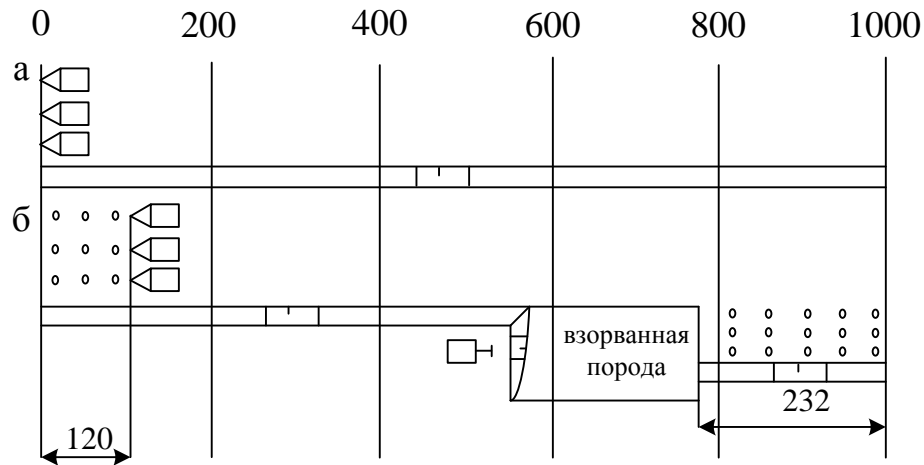


Рис. 9.11. Положение буровых станков на уступе: а – на начало месяца; б – на конец месяца.

$$П_{б.ст} = \frac{480 - 25 - 10}{4,15 + 1,75} \cdot 0,949 \cdot 0,95 \cdot 0,95 \cdot 0,97 = 62,7 \text{ м/смену.}$$

7. Планируются сроки проведения планово-предупредительного ремонта каждого станка. Присваиваем станкам номера 1, 2, 3. Станку №1 планируем ППР с первой смены первого числа месяца и до конца второй смены второго числа, №2 – с первой смены восьмого числа и до конца второй смены девятого числа, №3 – с первой смены пятнадцатого числа и до конца второй смены шестнадцатого числа.

Поскольку по условию станки шарошечного бурения, то продолжительность ППР – двое суток или 4 рабочих смены.

8. Первая неделя работы буровых станков. С первой смены 1-го числа месяца бурение производится станками №2 и №3. Сменная скорость подвигания бурового фронта при их совместной работе составит $2 \cdot 8 = 16$ м, а сменная производительность по бурению – $2 \cdot 62,7 = 125,4$ м. Суточная производительность – 250,8 м скважин. За четыре рабочих смены двух станков буровой фронт переместится от открытого фланга на $4 \cdot 16 = 64$ м и будет пробурено 501,6 м скважин.

На заготовленной основе графика организации работ показывается перемещение буровых станков и заполняется таблица. С первой смены третьего числа начинает работать буровой станок №1. Сменная скорость подвигания бурового фронта при совместной работе станков составит $3 \cdot 8 = 24$ м, сменная производительность – $3 \cdot 62,7 = 188,1$ м. Суточная производительность – $376,2$ м скважин. До конца недели (к концу второй смены шестого числа) станками будет отработано 8 рабочих смен. Буровой фронт переместится от вскрытого фланга на расстояние, равное: $64 + (8 \cdot 24) = 256$ м. На графике организации работ показывается перемещение буровых станков и заполняется таблица бурения скважин. К концу недели будет пробурено $2006,4$ м скважин.

9. Вторая неделя работы буровых станков. С первой, смены восьмого числа на планово-предупредительный ремонт останавливается станок №2. Продолжительность ремонта двое суток (4 смены). Работа станков №1 и №3 обеспечивает сменную скорость подвигания бурового фронта, равную 16 м. Сменная производительность бурения – $125,4$ м, суточная – $250,8$ м скважин. За четыре смены, до ввода в работу станка №2, буровой фронт переместится на 64 м, и будет находиться на расстоянии, равном: $256 + 64 = 320$ м от вскрытого фланга.

Показывается положение буровых станков на графике и заполняется таблица бурения скважин.

С первой смены десятого числа начинает работать станок №2. Сменная скорость подвигания бурового фронта при работе трех станков возрастает до 24 м, сменная производительность по бурению до $188,1$ м, суточная до $376,2$ м скважин. До конца недели за 8 рабочих смен буровой фронт переместится на расстояние $8 \cdot 24 = 192$ м и будет находиться на расстоянии $320 + 192 = 512$ м от вскрытого фланга. Показывается положение буровых станков на графике и заполняется таблица бурения скважин. К концу второй недели будет пробурено $4012,8$ м скважин.

10. Третья неделя работы буровых станков. С первой смены 15-го числа на планово-предупредительный ремонт останавливается буровой станок №3. Работают станки №1 и №2.

Через двое суток их совместной работы буровой фронт будет находиться на расстоянии, равном: $512 + 64 = 576$ м от вскрытого фланга. Показывается положение буровых станков на графике и заполняется таблица бурения скважин. С первой смены 17-го числа

начинает работу станок №3. До конца недели за восемь рабочих смен буровой фронт переместится на 192 м, и будет находиться на расстоянии, равном: $576 + 192 = 768$ м от вскрытого фланга. Показывается положение буровых станков на графике и заполняется таблица бурения скважин. К концу третьей недели будет пробурено 6019,2 м скважин.

11. Четвертая неделя работы буровых станков. С этой недели и до конца месяца работают все три буровых станка. На четвертой неделе завершается обуривание последнего участка заходки длиной, равной: $1000 - 768 = 232$ м. Время его обуривания составит 9,66 смены ($232 \text{ м} / 24 \text{ м/см}$). После завершения обуривания заходки станки перегоняются к её вскрытому флангу. Продолжительность холостого перегона станка ($t_{х.п}$) и количество переключений кабеля ($n_{п.к}$)

$$n_{п.к} = \frac{1000}{300} = 3 \text{ переключения,}$$

$$t_{хп} = \frac{1000}{1000 \cdot 0,6} + \frac{25}{60} + (3 \cdot 3) = 11 \text{ ч (1,37 смены).}$$

Время на завершение бурения заходки и перегон станков составит (9,66 смены + 1,37 смены) ≈ 11 смен. Четвертая неделя начинается с первой смены 22-го числа и, следовательно, во вторую смену 26-го числа заканчивается обуривание заходки и начинается холостой перегон станков.

Перегон заканчивается к концу первой смены 27-го числа и во вторую смену станки начнут бурение следующей заходки. За одну смену буровой фронт подвинется на 24 м и будет пробурено 188,1 м скважин. На графике показывается перемещение буровых станков за неделю (участки м-н, п-р). При заполнении таблицы надо иметь в виду, что 26-го числа буровые станки работают не полные две смены, а только 1,66 смены, и их суточная производительность составит: $188,1 \cdot 1,66 = 312,2$ м скважин.

12. Пятая неделя работы буровых станков. На этой неделе буровые станки работают только два дня (4 рабочих смены). Обуривается участок длиной $4 \cdot 24 = 96$ м. К концу месяца буровые станки будут находиться на расстоянии, равном: $24 + 96 = 120$ м от начала новой буровзрывной заходки.

Коэффициент полезного использования рабочего времени одного бурового станка $K_{и.б}$ равен:

$$K_{уб} = 1 - \frac{4 + 1,37}{52} = 0,897.$$

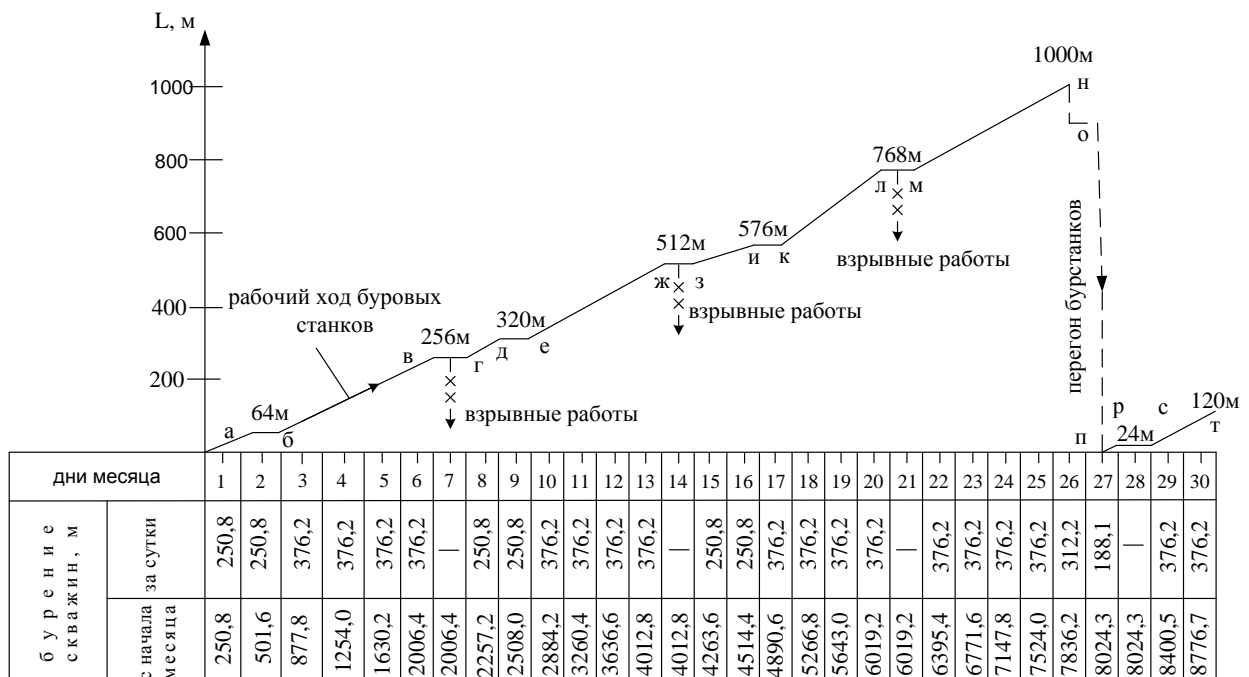


Рис. 10.2. График организации работы бурового станка.

Месячная скорость подвигания фронта работ по условию буровзрывной подготовки пород к выемке (см. формулу (1.8)), м/см:

$$V_{б.фр} = \frac{8776,7 \cdot 23,1 \cdot 8}{1000 \cdot 20,8 \cdot 3} \approx 30.$$

Практическое занятие № 10

Составление месячного графика организации совместной работы экскаватора и бурового станка

Пример составления графика организации совместной работы экскаватора и бурового станка [13].

Исходные данные. 1. Объект разработки – вскрышной уступ, сложенный породами VII категории по буримости (по ЦБНТ), III категории по трудности экскавации (по ЕНВ). 2. Буровой станок – СБР-160А-24. 3. Выемочный экскаватор – ЭКГ-10. 4. Длина экскаваторной (буровзрывной) заходки $L = 1000$ м. 5. Высота уступа $H = 12,5$ м. 6. Ширина буровзрывной заходки $A = 18$ м. 7. Число рядов скважин $n_{р.ск} = 3$. 8. Длина скважин $l_{скв} = 14,5$ м. 9. Расстояние меж-

ду скважинами в ряду $a = 6$ м. 10. Диаметр скважин $d_{\text{скв}} = 0,16$ м. 11. Вскрытие уступа – двухфланговое. 12. Грузоподъемность автосамосвала – 80 т. 13. Вид ремонта буровых станков – месячный планово-предупредительный ремонт (ППР). 14. Вид ремонта экскаватора – месячный планово-предупредительный ремонт (ППР). 15. Положение экскаваторного забоя относительно начала заходки $l_3 = 100$ м.

По условию задачи вскрытие уступа двухфланговое и, следовательно, организация работы бурового и выемочного оборудования планируется по маятниковой схеме.

Положение бурового фронта относительно экскаваторного забоя определяется с учетом обязательного минимального резерва взорванной горной массы, обеспечивающего недельную (21 смену) бесперебойную работу экскаватора.

Длина резервного участка ($l_{\text{рез}}$) определяется по формуле, м:

$$l_{\text{рез}} = \frac{21 \cdot \Pi_{\text{м.см}}}{A \cdot H}. \quad (10.1)$$

Порядок расчета и построения графика организации работы буровых станков и выемочного экскаватора

1. Определяется сменная производительность мехлопаты:

$$T_{\text{п.а}} = \frac{35,4 \cdot 35,8}{60 \cdot 8 \cdot 0,69} = 4,04 \text{ мин},$$

$$\Pi_{\text{м.см}} = \frac{480 - 25 - 10 - 60}{4,04 + 0,6} \cdot 35,4 = 3110 \text{ м}^3/\text{см} \left(3,11 \text{ тыс. м}^3/\text{см} \right). 2.$$

Определяется сменная производительность бурового станка:

$$\Pi_{\text{б.ст}} = \frac{480 - 25 - 10 - 60}{4,04 + 0,6} \cdot 0,949 \cdot 0,95 \cdot 0,95 \cdot 0,97 = 73,8 \text{ м/см}. \quad 3.$$

Определяется длина участка резерва:

$$l_{\text{рез}} = \frac{21 \cdot 3110}{18 \cdot 12,5} = 290 \text{ м}.$$

4. Определяется положение буровых станков на уступе на начало месяца:

$$(l_3 + l_{\text{рез}}) = 100 \text{ м} + 290 \text{ м} = 390 \text{ м}.$$

5. Выполняется эскиз положения мехлопаты и буровых станков на уступе на начало месяца (рис. 10.1-а).

6. Строится основа графика организации работы мехлопаты и буровых станков. На этом графике, в отличие от ранее выполненных в практических работах, по оси абсцисс строится две таблицы:

верхняя – для регистрации показателей бурения, и нижняя – для экскавации горной массы (рис. 10.2). Первоначально выполняют расчеты и строят график организации работы буровых станков.

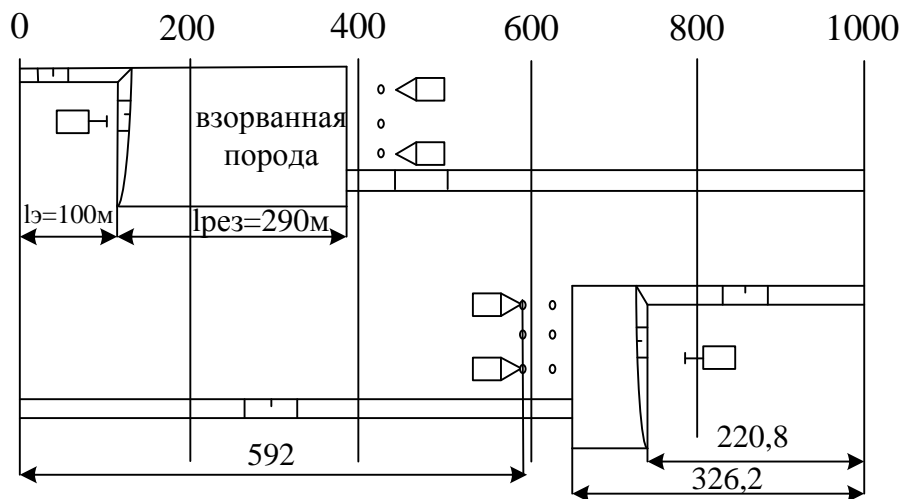
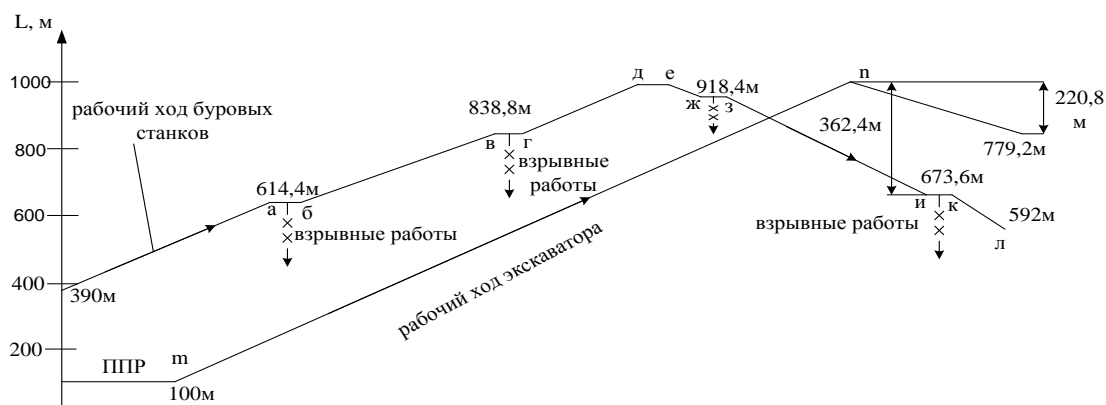


Рис. 10.1. Положение мехлопаты и буровых станков на уступе: а – на начало месяца; б – на конец месяца.



дни месяца		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
бурение скважин, м	за сутки	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6	147,6
	с начала месяца	147,6	442,8	738,0	1033,2	1328,4	1623,6	1623,6	1771,2	2066,4	2361,6	2656,8	2952,0	3247,2	3247,2	3542,4	3837,6	4132,8	4428,0	4723,2	5018,4	5018,4	5313,6	5608,8	5904,0	6199,2	6494,4	6789,6	6789,6	7084,8	7380,0
экскавация горной массы, тыс м ³	за сутки	—	—	—	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33	9,33
	с начала месяца	—	—	—	9,33	18,66	28,00	37,32	46,65	56,00	65,31	74,64	83,97	93,30	102,63	112,00	121,29	130,62	140,00	149,28	158,61	167,94	177,27	186,60	195,93	205,26	214,60	223,92	233,25	242,58	251,90

Рис. 10.2. График организации работы буровых станков и мехлопаты.

7. Определяется сменная скорость подвигания бурового фронта при работе одного бурового станка, м/см:

$$V_{зб.б} = \frac{73,8 \cdot 6}{3 \cdot 14,5} = 10,2.$$

8. Определяется сменная скорость подвигания вскрышного забоя, м/см:

$$V_{зб.м} = \frac{3110}{18 \cdot 12,5} = 13,8.$$

9. Определяется количество буровых станков

$$n_{б.ст} = \frac{13,8}{10,2} \cdot 1,5 = 2.$$

Присваиваем буровым станкам номера №1 и №2. Станку №1 планируем планово-предупредительный ремонт в первую и вторую смены первого числа месяца. Продолжительность ремонта станков вращательного бурения – 1 сутки или 2 смены. Станку №2 планируем планово-предупредительный ремонт через неделю в первую и вторую смены восьмого числа.

10. Первая неделя работы буровых станков. В первые сутки работает станок №2. Суточное подвигание бурового фронта при работе одного станка равно $2 \cdot 10,2 = 20,4$ м; при совместной работе двух станков – 40,8 м. Следовательно, за первые сутки буровой фронт переместится на 20,4 м, а за остальные 5 суток на $5 \cdot 40,8 = 204$ м. Итого за неделю: $(20,4 + 204) = 224,4$ м.

На графике организации работ показывается перемещение буровых станков за первую неделю (рис. 10.2, участок 0-а), и заполняется таблица показателей бурения. За неделю будет пробурено 1623,6 м скважин. Буровой фронт будет находиться на расстоянии $(390 + 224,4) = 614,4$ м от начала заходки.

11. Вторая неделя работы буровых станков. В первые сутки (8-го числа) на ремонте находится станок №2, а работает станок №1. Поэтому показатели бурения будут такие же, как и за первую неделю. Буровой фронт переместится на 224,4 м и будет находиться от начала заходки на расстоянии $(614,4 + 224,4) = 838,8$ м.

На графике организации работ показывается перемещение буровых станков за вторую неделю (рис. 10.2, участок б-в) и заполняется таблица показателей бурения. Всего за две недели будет пробурено 3247,2 м скважин.

12. Третья неделя работы буровых станков. Начиная с этой недели (с 15-го числа) и до конца месяца будут работать оба станка, обеспечивая суточное подвигание фронта работ в 40,8 м и бурение 295,2 м скважин. На этой неделе добурируется первая заходка, а поскольку до её конца остается $(1000 - 836,8) = 161,2$ м, то время добурирования составит: $161,2 / 40,4 = 4$ суток (8 смен). Таким образом, к концу второй смены 18-го числа обуривание первой заходки закончится и с первой смены 10-го числа начинается обуривание второй заходки. Напоминаем, что вскрытие уступа двухфланговое и работа оборудования организована по маятниковой схеме. За двое оставшихся суток буровой фронт переместится по второй заходке на $2 \cdot 40,8\text{ м} = 81,6$ м.

На графике организации работ показывается перемещение буровых станков за третью неделю (рис. 10.2, участки г-д и е-ж) и заполняется таблица показателей бурения. Всего за три недели будет пробурено 5018,4 м скважин.

13. Четвертая неделя работы буровых станков. За эту неделю подвигание бурового фронта работ составит $6 \cdot 40,8 = 244,8$ м и он будет находиться на расстоянии $(81,6 + 244,8) = 326,4$ м от начала новой заходки. На графике организации работ показывается перемещение буровых станков (рис. 10.2, участок з-и). Всего за четыре недели будет пробурено 6789,6 м скважин.

14. За двое суток пятой недели буровой фронт переместится на $2 \cdot 40,8 = 81,6$ м и будет находиться на расстоянии, равном: $(326,4 + 81,6) = 408$ м от начала новой заходки. На графике организации работ показывается перемещение буровых станков за 29-е и 30-е числа месяца (рис. 10.2, участок и-к) и заполняется таблица показателей бурения. Всего за месяц будет пробурено 7380 м скважин.

Расчет организации работы экскаватора.

15. Суточное подвигание вскрышного забоя составляет $3 \cdot 13,8 = 41,4$ м. Суточный объем экскавируемой горной массы составляет $3 \cdot 3,11 = 9,33$ тыс. м³.

Планово-предупредительный ремонт экскаватора продолжительностью трое суток (9 смен) планируем на первые числа месяца. Эскавация горной массы начнется в первую смену 4-го числа. По условию задачи экскаватор находится на расстоянии 100 м от начала заходки. Тогда оставшийся участок заходки длиной $1000 - 100 = 900$ м будет отработан за $900 / 41,4 = 21,74$ суток (21 сутки и 2 сме-

ны). Следовательно, к концу второй смены 25-го числа экскаватор закончит разработку заходки. На графике организации показывается перемещение экскаватора при отработке первой заходки (рис. 10.2, участок $m-n$) и заполняется таблица объемов экскавации.

16. С третьей смены 25-го числа мехлопата начинает отработку второй заходки. До конца месяца остается 5 суток и 1 смена (16 смен). За этот период вскрышной экскаватор переместится на расстояние $16 \cdot 13,8 = 220,8$ м. На графике организации работ показывается перемещение экскаватора при отработке второй заходки (участок $n-o$, рис. 10.2) и заполняется таблица объемов экскавации. На эскизе показывается положение буровых станков и экскаватора на конец месяца.

17. Показатели работы оборудования за месяц.

Буровые станки. За месяц двумя буровыми станками планируется пробурить $\sum \Pi_{б.мес} = 7380$ м скважин. Коэффициент полезного использования рабочего времени одного бурового станка:

$$K_{и.б} = 1 - \frac{2+0}{52} = 0,96.$$

Месячная скорость подвигания фронта работ по условию буровзрывной подготовки пород к выемке:

$$V_{б.фр} = \frac{7380 \cdot 18 \cdot 6}{1000 \cdot 14,5 \cdot 3} = 18,3 \text{ м/мес.}$$

Экскаватор. За месяц плановая производительность составит $\Pi_{м.мес} = 251,9$ тыс. м³.

Коэффициент полезного использования рабочего времени экскаватора равен

$$K_{и.м} = 1 - \frac{9+0}{90} = 0,9.$$

Месячная скорость подвигания фронта работ по условию выемки вскрышных пород:

$$V_{в.фр} = \frac{251900}{1000 \cdot 12,5} = 20,1 \text{ м/мес.}$$

Форма отчетности. Отчет по практическим работам №9-10 оформленный на стандартных листах формата А4 с приложением расчетов по организации работы экскаваторов и буровых станков на уступе, графика организации работ и эскиза положения оборудования на уступе на начало и конец месяца.

Вопросы для самоконтроля практические работы №9-10

1. Цель и в чем заключается построение графика организации работ оборудования.
2. Исходные данные, используемые в построения графика организации работ.
3. Основные показатели месячной организации работы горного оборудования.
4. Взаимосвязь организации работ и вскрытия уступа.
5. Чем регламентируется число буровых станков в расчете их организации работы.

Порядок оформления, объем курсовой работы [14,15]

Курсовая работа выполняется студентом под руководством преподавателя кафедры. С этой целью руководитель проекта выдает индивидуальное задание. Курсовая работа состоит из пояснительной записки и графической части.

Пояснительная записка содержит 10-20 страниц машинописного или рукописного текста, поясняющего основную часть проекта – графическую, с необходимыми расчетами, схемами и эскизами. Графическая часть содержит один лист чертежа формата А1 (ГОСТ ЕСКД 2.301-68). На листе изображается геологический профиль с нанесенным положением горных работ по глубине залежи при соответствующем виде системы открытой разработки, полученными в результате горно-геометрического анализа; итоговая таблица горно-геометрического анализа и сводный график режима горных работ.

Графическая часть выполняется карандаше или в графическом редакторе с применением персональных компьютеров в соответствии с требованиями стандартов Единой системы конструкторской документации (ЕСКД) и Горной графической документации (ГГД) по ГОСТ 2.308-76, ГОСТ 2.857-75. Все чертежи выполняются линиями согласно ГОСТ 2.303-68, а также дополнительными линиями согласно ГОСТ 2.851-75, надписи производятся шрифтами по ГОСТ 2.304-81. Масштабы изображения чертежей 1:1000. Рабочее поле чертежа используется на 85-90%.

Содержание пояснительной записки. [15].

Введение. Исходные данные задания на проектирование, которые включают следующее описание: геологический материал, рельеф поверхности, характеристика вскрышных пород, рыхлых отложений, свиты угольных пластов, углы откоса погашенных бортов карьера, параметры уступа и рабочих площадок, тип и вид горно-транспортного оборудования, принятый вид системы разработки и граничный коэффициент вскрыши.

1. Выбор главного направления развития горных работ. Выбор главного направления развития горных работ (ось привязки). Понятие и изображение главного направления развития горных работ на геологическом профиле. Схемы проходки разрезной траншеи: а) по породе; б) по пласту с присечкой породы. Параметры траншеи.

2. Расчет поэтапных площадей горной массы, угля, вскрышных пород и текущего коэффициента вскрыши по профилям. Понятие горно-геометрического анализа. Отстройка рабочих бортов карьера на профиле. Варианты встречи фронта работ и угольного пласта (схемы). Графическая схема к расчету площадей. Расчет площадей горной массы, вскрышных пород, угля и текущего коэффициента вскрыши по профилям горных работ. Результаты горно-геометрического анализа.

3. Расчет поэтапных объемов горной массы, угля, вскрышных пород и текущего коэффициента вскрыши по профилям. Определение этапа производства горных работ и текущих объемов. Графическая схема к расчету объемов. Расчет объемов горной массы, вскрышных пород, угля и текущего коэффициента вскрыши по профилям горных работ. Заполнение итоговой таблицы погоризонтных значений объемов горной массы, вскрышных пород и угля.

4. Построение сводного графика режима горных работ. График режима горных работ (определение). Порядок построения графика. Графическое изображение режима горных работ. Основное свойство сводного графика режима горных работ.

5. Определение годовой производственной мощности разреза. Определение производственной мощности разреза по полезному ископаемому. Факторы, влияющие и ограничивающие производственную мощность. Увязка производственной мощности с запасами угля, сроком износа основных зданий, сооружений и основного горно-транспортного оборудования. Расчет мощности и ориентиро-

вочной производительности разреза по вскрыше. Пусковая производственная мощность и срок освоения проектной мощности.

6.НИРС (научно-исследовательская работа студента). Научно-исследовательская работа студентов выполняется на примере горно-геометрического анализа при сплошных поперечных системах разработки (на примере практической работы № 4). По результатам расчетов делается сравнительный анализ полученных данных с горно-геометрическим анализом при углубочных продольных системах разработки и делается вывод следующего вида: снижение текущего коэффициента вскрыши, увеличение доли отрабатываемых запасов и т.п. Графические построения по горно-геометрическому анализу при сплошных поперечных системах разработки (профиль, итоговая таблица и график режима горных работ), так же должны изображаться в графической части курсовой работы.

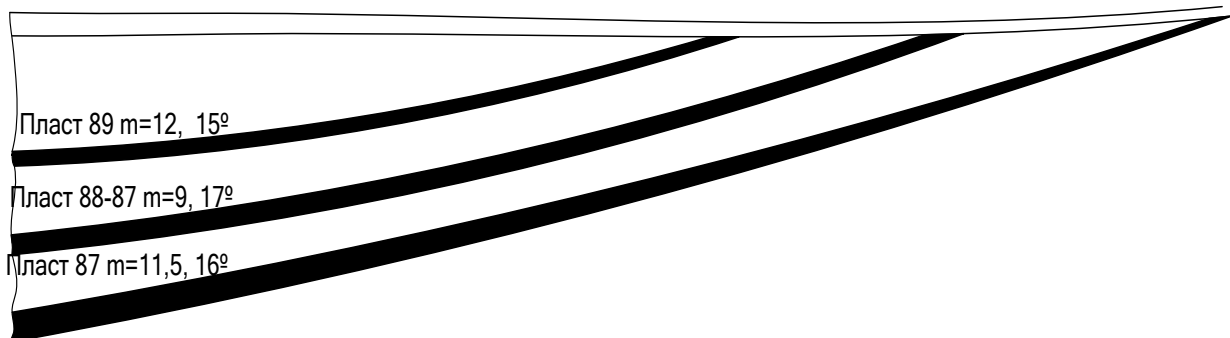
Список используемой литературы.

Другие приложения пояснительной записки курсовой работы.

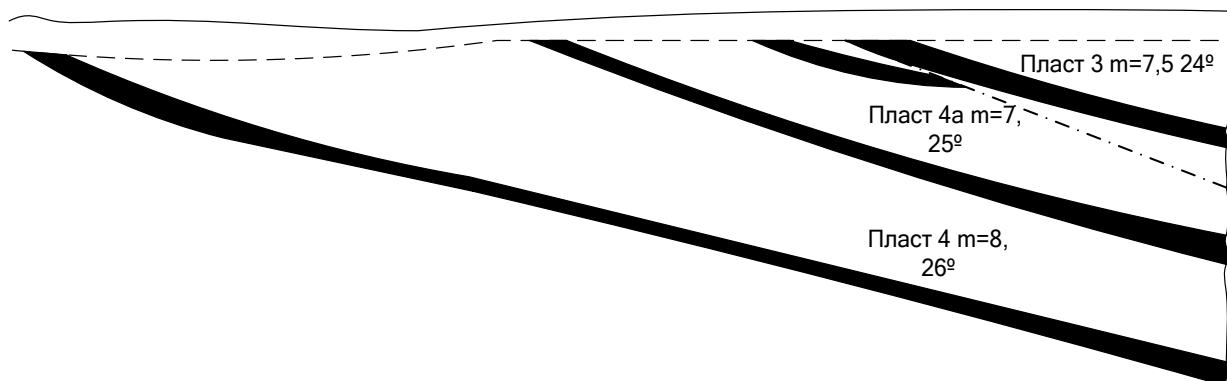
ПРИЛОЖЕНИЯ

Примеры типовых заданий для практических, курсовых и контрольных работ

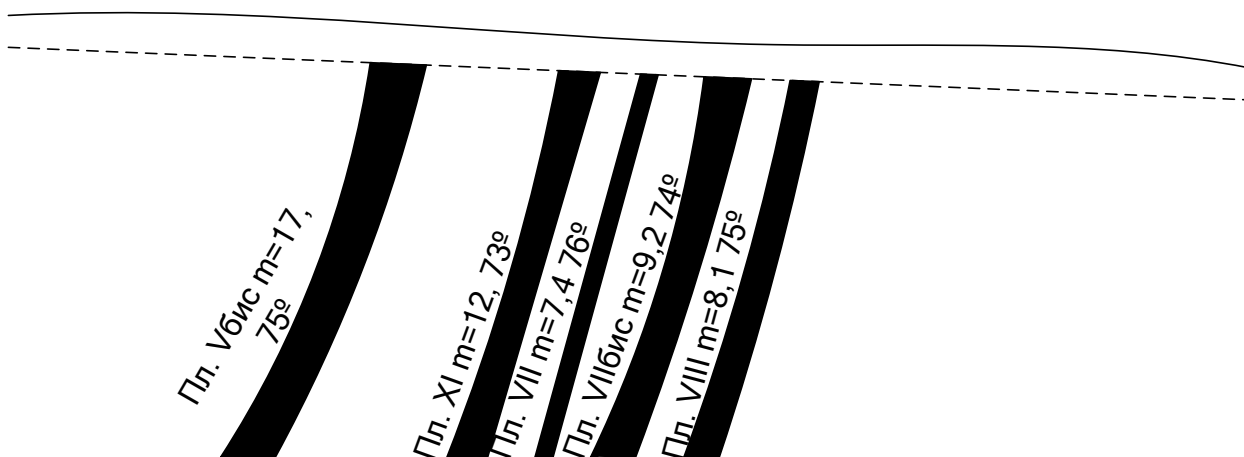
Пологая залежь



Наклонная залежь



Крутопадающая залежь



Пример задания на курсовую работу

ЗАДАНИЕ

На курсовую работу по дисциплине «Проектирование карьеров»

Студенту _____ курса горного института, группы _____

(фамилия, имя, отчество)

1. Исходные данные

- | | | |
|--|---|---|
| 1. Рельеф поверхности | } | согласно выданному геологическому материалу |
| 2. Мощность рыхлых отложений | | |
| 3. Мощность полезного ископаемого | | |
| 4. Угол падения залежи полезного ископаемого φ , градусов | | |
| 5. Длина карьерного поля по дну (L_d) _____ по варианту | | |
| 6. Углы откосов погашенных бортов карьера для любых условий залегания пластов: со стороны висячего бока – $\gamma_b = 38^\circ$, со стороны лежачего бока (для наклонных и крутых залежей) – γ_l – по построению | | |
| 7. Система разработки: | | |
| а) пологие залежи (5-15°) – углубочная система разработки; | | |
| б) наклонные и крутые залежи – продольная одно – или двухбортовая система разработки ; сплошная поперечная однобортовая | | |
| 8. Выемочное оборудование | } | согласно выданного индивидуального задания |
| 9. Высота уступа | | |
| 10. Ширина рабочей площадки | | |
| 11. Угол откоса уступа по коренным породам α_p , градусов <u>75°</u> | | |
| 12. Угол откоса добычного уступа α_y , градусов <u>75°</u> | | |
| 13. Угол откоса уступа по рыхлым отложениям α_n , градусов <u>55°</u> | | |
| 14. Значение граничного коэффициента вскрыши $K_{гр}$ _____ $м^3/т$ | | |

Дата выдачи задания « _____ » _____ 200__ г.

Срок сдачи работы « _____ » _____ 200__ г.

Руководитель курсовой работы

Примеры оформления титульных листов

Министерство образования и науки
Федеральное государственное бюджетное образовательное
Учреждение высшего профессионального образования
«Кузбасский государственный технический
университет им. Т.Ф. Горбачева»
Кафедра открытых горных работ

Практическая работа

по дисциплине «Проектирование карьеров»
на тему «Название практической работы»

Контрольная работа

по дисциплине «Проектирование карьеров»
на тему «Определение граничной глубины карьера
при разработке месторождений полезных ископаемых»

Курсовая работа

по дисциплине «Проектирование карьеров»
на тему «Определение глубины карьера и
его производственной мощности»

Выполнил:

студент гр.(номер группы)

Ф.И.О.

Проверил:

(ученая степень, ученое звание)

Ф.И.О.

Кемерово 20__

Современное горное и транспортное оборудование для открытых горных работ

Экскаваторы гидравлические

Фирма - производитель, торговая марка	Модель	Вид рабочего инструмента (обратная или прямая лопата, грейфер и т. д.)	Емкость ковша, м ³	Максимальная глубина копания, м	Максимальный радиус копания, м	Максимальная высота выгрузки, м	Мощность двигателя, кВт/л. с.	Транспортная скорость, км/ч	Эксплуатационная масса, кг	Габаритные размеры, мм
CASE	CX800	обратная лопата	2,40-5,00	15,90	9,55	10,64	340/331	4,3	80000	13020/14140×4100/4200×5050/4810
CATERPILLAR	385 C	обратная лопата	1,90-5,80	8,00-11,52	13,25-16,96	9,13-11,23	382/513	4,5	80900	14620×3500×4890-5240
	385 C		3,50-6,00	7,38-10,47	12,41-15,44	8,43-10,01	382/513	4,5	87780	13460/14370×3400×4770/5780
	385 CI		1,90-5,80	8,00-11,52	13,25-16,96	9,13-11,23	382/513	4,5	83510	14620×3840×4890-5240
	385 CI		3,50-6,00	7,38-10,47	12,41-15,44	8,43-10,01	382/513	4,5	89130	13460/14370×3400×4770/5780
	385CFS	прямая лопата	5,20-5,70	2,75	10,40	7,40	382/513	4,4	87500	н. д.
COMATSU	PC750-7 L/S	прямая лопата	4,5; 5,1	3,54	10,31	7,18	338/454	4,2	76000	9865×4110×5640
	PC1250-7	обратная лопата	3,4 - 5,2	9,35	15,00	8,68	485/651	3,2	106700	16020×4965×6040
	PC1250-7 L/5	прямая лопата	6,5	3,65	11,40	8,70	485/651	3,2	110000	10940×4600×6200
LIEBHERR	R964B	обратная лопата	1,500-5,20	12,60	16,60	10,05	282/383	4,3	63780	13950×3890×3850
	R964B	прямая лопата	3,40-5,80	3,20	8,80	7,25	282/383	4,3	69000	12950×3890×4560
	R974B	обратная лопата	2,20-7,00	12,30	18,25	12,80	395/537	4,4	84750	15000×4350×5600
	R974 В	прямая лопата	4,40-7,50	3,10	9,40	8,00	395/537	4,4	87700	12700×4350×4630
	R984 С	обратная лопата	2,90-10,00	14,45	20,00	12,65	504/685	2,9	119000	15700×5290×5850
	R984 С	прямая лопата	5,70-10,50	3,80	10,80	8,90	504/685	2,9	124000	15500×5290×5430
	R994	обратная лопата	4,50-20,00	12,50	19,20	12,30	937/1273	2,6	229000	17200×6440×7700
	R994	прямая лопата	10,50-18,00	3,50	12,65	11,00	937/1273	2,6	226000	12350×6440×7100

Фирма - производитель, торговая марка	Модель	Вид рабочего инструмента (обратная или прямая лопата, грейфер и т. д.)	Емкость ковша, м ³	Максимальная глубина копания, м	Максимальный радиус копания, м	Максимальная высота выгрузки, м	Мощность двигателя, кВт/л. с.	Транспортная скорость, км/ч	Эксплуатационная масса, кг	Габаритные размеры, мм
ORENSTEIN&KOPPEL	R994 В	обратная лопата	15,30 - 18,00	9,50	16,30	10,20	1120/1500	3,0	296000	18450×6340×8700
	R994	прямая лопата	15,30	3,80	13,75	11,20	1120/1500	3,0	300000	20300×6340×

	B	пата	- 18,00				00	0	00	7570
	R995	обратная лопата	24,00 - 26,50	9,00	18,25	10,70	1600/21 40	2, 7	4390 00	20100×8210× 9100
	R995	прямая лопата	24,00 - 26,50	4,30	15,15	12,80	1600/21 40	2, 7	4480 00	22100×8850× 8820
	R996	обратная лопата	25,00 - 36,00	8,80	20,00	10,50	2240/30 00	2, 2	6590 00	22600×8250× 9750
	R996	прямая лопата	25,00 - 36,00	3,80	15,60	14,30	2240/30 00	2, 2	6680 00	23450×8250× 9070
	RH-40-E	прямая лопата	8,1 0	2,1 0	10,50	8,0 0	504/685	2,34	10200 0	...×5020×S70 0
	RH-40-E	обратная лопата	7,0 0	6,00- 8,50	12,60 - 16,20	9,60- 10,40	504/685	2,34	10400 0- 11070 0	...×5020×572 0
	RH-90-C	прямая лопата	10, 00	2,2 0	12,80	10, 10	760/103 4	2,4	1700 00	...×5780×634 0
	RH-90-C	обратная лопата	10,00	8,5 0	15, 60	9,4 0	760/103 4	2,4	1720 00	...×5780×634 0
	RH-120-E	прямая лопата	15,00	2,3 0	13, 60	10, 70	1008/13 71	2,7	2830 00	...×6270×706 0
	RH-120-E	обратная лопата	15,00	6,0 0	15, 10	10, 00	1008/13 71	2,7	2850 00	...×6270×706 0
	RH-170	прямая лопата	18,00	2,5 0	15, 30	10, 80	1492/20 29	2,6	37400 0	...×6750×815 0
	RH-170	обратная лопата	20,00	7,4 0	18, 00	11, 40	1492/20 29	2,6	38300 0	...×6750×815 0
	RH-200	прямая лопата	26,00	2,5 0	16, 20	11, 80	1680 (18801) /2285 (2557)	2,3	52200 0	...×8250×877 0
	RH-200	обратная лопата	28,00	9,2 0	19, 40	13, 00	1680 (18801) /2285 (2557)	2,3	53500 0	...×8250×8 770
	RH-340	прямая лопата	34,00	2,8 0	16, 70	12, 00	1880 (2240) /2557 (3046)	2,0	55200 0	...×8250×8 770
	RH	обратная	34,00	8,9	18,	11,	1880	2,0	54700	...×8250×8

TEREX
O & K

	- 34 0	лопата		0	90	80	(2240) /2557 (3046)		0	770
	RH - 40 0	прямая лопата	50,00	2,3 0	19, 00	14, 50	3280/44 61	2,2	98000 0	...×9780×1 0175

Экскаваторы карьерные (механическая лопата)

Фирма - производитель, торговая марка	Модель	Вместимость ковша, м ³	Максимальная высота копания, м	Максимальный радиус копания	Максимальная высота выгрузки, м	Максимальный радиус выгрузки, м	Транспортная скорость, км/ч	Эксплуатационная масса,
ООО «ОМЗ ГОРНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИИ (ГРУППА УРАЛ-МАШИЖОРА)»	с речным напором							
	ЭКГ-5Д	5,2/3,2/4,6/6,3 /7,0	10,3	14,5	6,7	12,65	0,55-0,88	196
	ЭКГ-5В	5,2	10,2	14,5	6,5	12,65	0,55-0,80	207
	ЭКГ-5Д	5,2/3,2/4,6/6,3 /7,0	10,3	14,5	6,7	12,65	0,55-0,80	195
	ЭКГ-9УС 1	9,0	20,0	23,5	14,8	21,5	1,10	655
	ЭКГ-12	12,0/10,0/14,0/16,0	15,0	21,0	10,0	18,5	1,10	665/668
	ЭКГ-12В	12,0	15,0	20,5	10,0	18,0	1,10	670
	ЗКГ-1500Р	16,0/18,0/24,0	16,2	22,2	10,7	18,3	1,00	750
	ЭКГ-20А	20,0/16,0/25,0	17,0	23,4	11,5	20,9	0,88	107S
	с канатным напором							
	ЗКГ-5У	5,0	22,2	23,7	17,5	22,1	0,70	410
	ЭКГ-ЮР	8,0	13,5	17,9	8,6	15,5	0,70	407
	ЭКГ-8УС	8,0	17,6	19,8	12,5	17,9	0,70	415
	ЭКГ-8У	8,0	30,0	14,0	24,5	32,0	0,85	725
	ЭКГ-10	10,0/8,0/12,5 /16,0	13,5	18,4	8,6	16,3	0,70	410
	ЭКГ-ЮМ	11,5	14,5	19,0	10,2	16,5	0,70	402
	ЭКГ-12УС	12,0	22,3	3,3	15,3	26,0	0,85	720
	ЭКГ-15П8	18,0	16,6	22,6	9,9	19,5	0,82	700
	ОАО «АЗОВ-МАШ»	ЭКГ-САМ	5,2	10,3	14,5	6,7	12,7	0,55
ЭКГ-400		4,0-5,0	4,75	15,0	8,0-8,25	13,4-13,5	н. д.	н. д.
ЗАО «НКМЗ»	ЭКГ-5Н	5,2	10,3	14,5	6,7	12,3	0,55	210
	ЭКГ-8НУС	8,0	15,0	21,0	10,0	18,6	0,42	380
	ЭКГ	10,0	13,7	18,4	9,2	16,0	0,42	400

	-ЮН							
	ЭВГ-35.65М	32,0	40,0	65,0	45,0	62,0	0,55	3850

Экскаваторы карьерные (большой единичной мощности)

Наименование параметров	Размерные группы						
	I		II			III	
	ЭКГ-20К	P&H-2300XPB	ЭКГ-32P	ЭКГ-35К	P&H-2800XPB	ЭКГ-50	P&H-4100XPB
Вместимость ковша, м ³	20	22	32	35	30	55	50
Вместимость сменных ковшей, м ³	14-28	20-36	20-50		25-53	35-80	35-80
Наибольший радиус копания, м	22,6	21,7	24		23,9	24	24
Радиус копания на уровне стояния, м	16	15,2	16		16,6	17	16
Наибольший радиус разгрузки, м	19,4	18,7	20,6		21	20	20
Наибольшая высота копания, м	17,3	15,4	17,3		16,2	17	16,4
Наибольшая высота разгрузки, м	11,2	9,9	11,0	11,8	10	9,5	10,2
Наибольшее подъемное усилие, кН	1700	1600	2350		2100	2940	2600
Наибольшее напорное усилие, кН	750	700	980		880	1000	950
Продолжительность рабочего цикла, с	27	29	30		32	32	32
Масса рабочая, т	700	790	950		1030	1400	1400
Масса конструктивная, т	630	655	820		810	1200	1200

Экскаваторы драглайны

Фирма - производитель, торговая марка	Модель	Вместимость ковша, м ³	Длина стрелы, м	Максимальный радиус копания, м	Максимальная глубина копания, м	Максимальная высота выгрузки, м	Транспортная скорость, км/ч	Среднее давление на грунт при работе/ передвижении, МПа	Эксплуатационная масса,	Георетическая производительность, м ³ /ч
ООО «ОМЗ ГОРНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ И ТЕХНОЛОГИИ (ГРУППА УРАЛМАШИЖОРА)»	шагающие									
	ЭШ 11.75	11	75	71,4	38	30,6	–	0,087/0,145	840	569
	ЭШ 20.90	20	90	83	42,5	38,5	–	0,105/0,24	1690	965
	ЭШ 25.90	25	91	85,4	47	37,5	–	0,103/0,187	1900	1200
	ЗШ	40	10	94,8	47	40	–	0,137/0,2	3310	193

	40.10 0		0							0
	ЭШ 10.11 0	30	11 0	103, 3	53	48,2	–	0,137/0,2	3420	136 0
	ЭШ 25.120	25	12 0	117, 7	57	53,4	–	0,137/0,2	3400	110 0
	ЭШ 65.100	65	10 0	97,6	46	38,5	–	0,125/0,2	5460	314 0
	ЭШ 40.13 0	40	13 0	123	60	56	–	0,125/0,2	5460	187 0
	ЭШ 100.125	100	12 5	118	52	56	–	0,18/0,26 5	1000 0	520 0
	гусеничные									
	ЭДГ- 8,55	8,0	55	51,6	27,5	24,5	1,1		630	570
ЗАО «НКМЗ»	шагающие									
	ЭШ- 6,5/45M	6,5	45	43,5	22	19,5	0,13 3	–	278	557
	ЭШ- 11/70	11,0	70	66,5	35	27,5	0,2	–	695	756
	ЭШ- 14/50	14,	50	46,5	21	20,5	0,2	–	630	132 0
	ЭШ- 15/80M	15,0	80	76,5	40	32	0,2	–	1160	931
	ЭШ- 20/65	20,0	65	61	32	27	0,2	–	1070	138 5
	ЭШ- 10/10 0	10,0	10 0	93,5	50	42	0,2	–	1200	600
	ЭШ- 15/90	15,0	90	83	43	39	0,2	–	1253	900

Автосамосвалы

Показатели	Породовозы											Углевозы					
	БелАЗ 75405	БелАЗ 7548А	БелАЗ 7555В	БелАЗ 7512	БелАЗ 75131	БелАЗ 75215	БелАЗ 75303	БелАЗ 75306	БелАЗ 75501	БелАЗ 75600	БелАЗ 75601	7548Е, БелАЗ 7547	БелАЗ 7555Д	БелАЗ 75128	БелАЗ 75138		
Грузоподъ- емность, т	30	42	55	1 2 0	13 0	180	20 0	22 0	2 8 0	320	36 0	42	45	55	1 1 0	13 0	
Номиналь- ная мощ- ность дви- гателя, кВт	30 9	36 8	51 5	9 5 6	11 76	169 1	17 65	18 65		257 4	28 00	36 8	40 5	51 5	9 5 6	11 00	
Расход то- плива	135/ 50	100/ 50	84/50	98/9 5	84/ 95	130/1 70	100/1 70	95/17 0		120 /н.	198/ н.	94/4 3	92/4 3	69/4 3	92/ 43	80/8 5	

										д.	д.					
Радиус поворота, м	8,7	10,2	9	13	13	16	15	15		16,5	17,4	10,2	10,2	10,2	13	13
Вместимость платформы (кузова), м ³ : - вровень с бортами - с «шапкой»	15 18,5	21 26	25 34,2	47 70	47 70	85 115	80 114	88 130	1 10 15 0	182 139	162,8 218	27,5 33	27,5 33	44,7 50,5	9 0 1 1 0	51 10 0

Показатели	Породовозы									Углевозы				
	БелАЗ 75405	БелАЗ 7548А	БелАЗ 7555В	БелАЗ 7512	БелАЗ 75131	БелАЗ 75215	БелАЗ 75303	БелАЗ 75306	БелАЗ 75501	БелАЗ 7548Е, В, Г	БелАЗ 7547	БелАЗ 7555Д	БелАЗ 75128	БелАЗ 75138
Габаритные размеры, м: длина – ширина – высота –	7,1 4,4 6 3,9 3	8,2 9 3,7 9 4,2 5	8,8 9 5,2 4 4,6 1	11,3 8 6,14 5,58	11,5 6,9 5,7 2	14,5 8 7,8 5,7	13,3 6 7,8 6,52	13,3 6 7,78 6,52		8,3 7 4,9 4,3 3	8,0 9 4,6 2 4,3 9	8,8 9 5,2 4 4,6 1	11,8 5 6,98 5,7	11,5 6,8 5,7 2
Масса автосамосвала без груза, т	22,5	29,5	40,5	95	100	163	152,7	150	200	29,5	33	40,2	95	107
Максимальная скорость с грузом, км/ч	50	50	55	45	45	40	50	50		50	50	55	50	50

Список рекомендуемой литературы

1. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом. М.: 2003 г.
2. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Экскавация и транспортирование. Недра, М., 1971 г.
3. Закон РФ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 21.07.1997 г. №116 ФЗ.
4. Данилевич, Е. А. Организация и планирование открытых горных работ. - М.; Недра; 1979. – 168с.
5. Инструкция по расчету промышленных запасов, определению и учету потерь угля (сланца) в недрах при добыче / Минтопэнерго РФ. Москва. 1996г. (согласовано с Госгортехнадзором России 01.03.1996г.).
6. Эталоны ТЭО строительства предприятий по добыче и обогащению угля. Том 1. Том 2. Автор: Краснянский Г.Л., Еремеев В.М. 1998, с: Том 1 - 439, Том 2 - 271.
7. Ржевский В.В. Отрытые горные работы. Технология и комплексная механизация . Учебник для вузов часть 2 –М.: Недра, 1985. -549с.
8. Проноза, В.Г. Режим и календарный план производства горных работ в карьере / В.Г. Проноза, Вал.Г. Проноза, А.И. Петров, - К.; Кузб. гос. техн.ун-т, 1997г. -50с.
9. Временные нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов / ВНПТ 2-92. Минтопэнерго РФ. Комитет угольной промышленности. – М., 1993. – 75 с.
10. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – М.: Недра, 1982. – 408 с.
11. Открытые горные работы (справочник) / Горное бюро. – М., 1994. – 590 с.
12. Нормативный справочник по буровзрывным работам. – М.: Недра, 1975. – 431 с.
13. Проноза В.Г., Тюленев М.А. Планирование месячной производительности оборудования: методические указания по выполнению лабораторных работ по курсу «Планирование открытых горных работ» для студентов всех форм обучения специальности 130403 «Открытые горные работы», / авторы В.Г. Проноза, М.А.Тюленев, - Кемерово, 2008.

14. Определение конечной глубины карьера и его производственной мощности: метод. указания по выполнению курсовой работы по дисциплине «Проектирование карьеров» для студентов специальности 130403 «Открытые горные работы». сост.: В.Г. Проноза, Т.Н. Гвоздкова, М.А. Тюленев; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2007.

15. Селюков А.В. Проектирование карьеров: методические указания по выполнению курсовой работы для студентов всех форм обучения специальности 130400 «Открытые горные работы» / сост. А.В. Селюков; ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2009.

16. Селюков, А.В. Проектирование карьеров [Электронный ресурс] : учеб. пособие для студентов специальности 130403 «Открытые горные работы» / ФГБОУ ВПО «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева», Кафедра открытых горных работ, 2012. - 46 с.

17. Селюков, А.В. Планирование открытых горных работ [Электронный ресурс] : учеб. пособие для студентов специальности 130403 «Открытые горные работы» / ФГБОУ ВПО «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева», Кафедра открытых горных работ, 2012.. - 41с.

18. [http:// www. library.kuzstu.ru](http://www.library.kuzstu.ru)

Учебное издание (практикум)

Селюков Алексей Владимирович

**ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ.
ПРАКТИКУМ**

Формат 60x84 1/16. Бумага офсетная.

Отпечатано на ризографе. Усл. печ. л.6,0

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования «Кузбасский государственный
технический университет имени Т.Ф. Горбачева»

650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28.

Отпечатано в типографии: ООО "ВВС-А"
650000, г.Кемерово, ул.Д.Бедного,1