

Таблица 26

Результаты решений частных уравнений по формуле (71)

№ п/п	C', 10 ³ Па	γ · 10 ⁻³ кг/м ³	φ', градус	α, градус	λ, градус	h _p , м	Формула	m _г , м	n _г		n _у
									н _г , м	н _з , м	
1	2					9,2	h _p = 4,6 C'	6,8	1,724	5,3	1,416
2	4					18,4		6,8	1,369	13,4	1,210
3	6	2,25	20	70	40	27,6		6,8	1,246	22,1	1,140
4	8					36,8		6,8	1,185	31,1	1,102
5	10					46,0		6,8	1,148	40,1	1,082
6	1,5					31,0		6,8	1,164	35,5	1,092
7	2,0					41,3		6,8	1,219	25,4	1,124
8	3,0					44,8		6,8	1,274	19,4	1,157
9	3,0	20	70	40	40	24,8		6,8	1,329	15,6	1,184
10	6	10	70	40	70	20,7		5,1	1,258	15,7	1,204
11	6	2,25	20	70	40	27,6	6,8	1,246	22,1	1,140	
12	6	30	70	40	70	27,6	10,21	1,205	41,4	1,064	
13	6	2,25	20	50	40	49,8	6,8	1,105	58,5	1,060	
14	6	2,25	20	70	40	27,6	6,8	1,246	22,1	1,140	
15	6	90	70	40	70	19,2	6,8	1,354	14,2	1,197	
16	6	30	70	40	70	42,2	9,0	1,213	34,8	1,086	
17	6	2,25	20	70	40	27,6	6,8	1,246	22,1	1,140	
18	6	50	70	40	70	27,6	6,8	1,246	22,1	1,172	

частные производные, а следовательно, и погрешность m_h .

Рассмотрим часто встречающийся в практике случай подрезки откосом системы продольных согласно падающих трещин (см. рис. 27). Здесь h_p находится по формуле (71).

На рис. 54 представлены графики частных уравнений, имеющего вид кривых, а решение их сведено в табл. 26.

Согласно табл. 26 общее уравнение зависимости $h_p = f(C', \varphi', \gamma, \lambda, \alpha)$ запишется в виде

$$h_p = 477,8K_T + 4,6C' + \frac{62,0}{\gamma} - 1,38\varphi' + 0,072(\varphi')^2 - 6,16\alpha + 0,03588\alpha^2 - 6,32\lambda + 0,07025\lambda^2, \quad (207)$$

где K_T — коэффициент, обеспечивающий тождество этого выражения при подстановке в него конкретных значений всех остальных параметров. K_T находится решением выражения (207) для пяти вариантов, взятых из табл. 26, а данные этого решения сведены в табл. 27.

Окончательно

$$h_p = 367,3 + 4,6C' + \frac{62,0}{\gamma} - 1,38\varphi' + 0,072(\varphi')^2 - 6,16\alpha + 0,03588\alpha^2 - 6,32\lambda + 0,07025\lambda^2. \quad (208)$$

Отсюда

$$\frac{\partial h}{\partial C'} = 4,6; \quad \frac{\partial h}{\partial \gamma} = \frac{62}{\gamma^2};$$

$$\frac{\partial h}{\partial \varphi'} = 0,144\varphi' - 1,38;$$

$$\frac{\partial h}{\partial \alpha} = 0,07176\alpha - 6,16;$$

$$\frac{\partial h}{\partial \lambda} = 0,1405\lambda - 6,32.$$

По полученным значениям частных производных и, принимая $m_c = \pm 1 \cdot 10^4$ Па; $m_\gamma = 30$ кг/м³; $m_\varphi = m_\alpha = m_\lambda = \pm 3^\circ$, согласно формуле (205) определяем погрешность m_h , затем по формулам (206) и (208) находим коэффициент запаса n_3 и предельную высоту откоса с учетом этого коэффициента (см. табл. 26).

Из расчетов видно, что на погрешность определения высоты откоса m_h оказывают влияние в основном величина угла трения по трещине φ' и угол ее наклона λ ; на коэффициент запаса n_3 наибольшее влияние оказывает сцепление C' .

Далее проведем оценку устойчивости откоса высотой h_p . Коэффициент устойчивости откоса по рассматриваемой схеме как отношение сил, удерживающих и сдвигающих призму возможного обрушения, определяем нами по формуле (75).

Расчеты по формуле (75) также приведены в табл. 26, откуда видно, что $n_y > 1$ по всем вариантам. Подобные решения по определению n_3 произведены по остальным расчетным схемам согласно их аналитическим решениям.

В табл. 28 приведены расчетные данные по определению m_h , n_3 и h_2 только для средних значений параметров, входящих в исходные формулы через интервалы: сцепления по трещинам $C'_t = (1 \div 10) \cdot 10^4$ Па; угла трения по трещинам $\varphi' = 10 \div 30^\circ$; сцепления в массиве $C = (2 \div 6) \cdot 10^5$ Па; угла внутреннего трения в массиве $\varphi = 20 \div 40^\circ$; средней плотности $\gamma = (1,5 \div 3,5) \times 10^3$ кг/м³; угла наклона откоса $\alpha = 30 \div 90^\circ$; углов разворота трещин относительно откоса $\beta_1 = 10 \div 70^\circ$; угла наклона поверхностей ослабления $\lambda_i = 30 \div 90^\circ$. При этом погрешности определения исходных параметров приняты прежние (табл. 28).

Анализ данных табл. 28 показывает, что чем больше изменение расчетной высоты откоса h_p при сравнительно небольших изменениях какого-либо показателя, тем большее влияние оказывает погрешность этого показателя на общую погрешность m_h .

Практически не влияют на m_h погрешности определения средней плотности пород и сцепления по трещинам. В значительной

Таблица 27
Определение коэффициента K_T

№ п/п	№ из табл. (26)		K_T
	н _г	н _з	
1	3	0,7655	
2	7	0,7655	
3	11	0,7655	
4	14	0,7655	
5	17	0,7655	
K_T , ср =			0,7655

Результаты расчета h_p , m_h , n_a , h_a , n_y по схемам расчета устойчивости откосов

Схема (по табл. 23)	h_p	m_h	n_a	h_a	n_y
I	27,6	6,8	1,246	22,1	1,140
II { a	125,0	34,9	1,279	97,8	—
	91,8	13,3	1,145	80,2	—
III { б	178,0	89,2	1,500	118,5	1,171
	72,2	33,9	1,470	49,2	—
IV { а	28,9	6,6	1,229	23,5	—
	48,4	15,8	1,326	36,5	1,246
V { а	48,4	15,8	1,195	107,7	—
	128,7	25,1	1,161	94,6	—
VI { б	109,8	17,7	1,482	48,8	—
	72,3	34,9	1,482	—	—
VII { а	27,0	11,0	1,407	19,2	—
	31,0	8,4	1,271	24,4	—

мере эта погрешность зависит от углов наклона и разворота трещин, сцепления в массиве, углов внутреннего трения по трещинам и в массиве и погрешности их определения.

Как видно из табл. 28, наибольший коэффициент запаса n_a необходимо предусматривать в расчетах при подрезке откосом одной системы диагональных трещин или контактов слоев, а также при наличии в массиве трех систем поверхностей ослабления.

Задаваясь предельным значением n_a , можно знать, с какой точностью необходимо определять параметры, входящие в расчетные формулы по всем рассмотренным схемам. В свою очередь, это позволит разработать методику по определению исходных параметров.

Таким образом, аналитический расчет n_a по методу теории погрешностей может войти в практику расчета высоты устойчивых откосов. Следующим этапом в этом направлении должно быть изучение влияния факторов времени и взрывных работ на изменение прочности скальных горных пород с целью более полного определения коэффициента запаса.

III.7. ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕФОРМАЦИИ ОСЫПАНИЯ ОТКОСОВ УСТУПОВ

Осыпи являются неизбежным и наиболее распространенным видом деформации откосов на карьерах. Следствием осыпания являются выполаживание первоначально крутых откосов, сужение предохранительных берм на уступах, а в отдельных случаях и полная их ликвидация. Это приводит к образованию сплошных откосов недопустимо большой высоты, что делает работу людей и механизмов на нижележащих горизонтах опасной,

вызывает необходимость очистки и восстановления берм, а при невозможности этого делается дополнительное разное бортов работы карьера и требуют значительных дополнительных затрат. В практике чаще всего обращают внимание на качественную сторону процесса осыпания пород и не уделяют достаточного внимания количественной оценке, которая позволила бы рассчитывать оптимальные параметры уступов и берм различного назначения с учетом фактора времени.

Интенсивность осыпания пород в откосах зависит от многих факторов [38], из которых наиболее существенными являются следующие:

- способ заоткоски борта карьера и способ ведения буровзрывных работ при постановке уступов в предельный контур;
- выветривание пород под воздействием атмосферных реагентов;

- величина принятых углов откоса уступов;

- физико-механические свойства пород и структурно-тектонические особенности горного массива.

Основное влияние на интенсивность осыпания оказывает выветривание, в результате чего уменьшаются прочностные характеристики горных пород и появляются в них трещины. Выветривание может быть физическим и химическим. Эти процессы протекают одновременно, взаимодействуя друг с другом.

Под влиянием резких колебаний температур, влажности, сейсмического воздействия взрывы породы растрескиваются и распадаются на куски с их последующим измельчением. Скорость выветривания определяется наличием микроскопических трещин в массиве горных пород, слагающих откосы. Вода при замерзании, увеличиваясь в объеме до 9%, развивает давление на стенки этих трещин до $6 \cdot 10^8$ Па, которое не может выдерживать практически ни одна горная порода.

При выветривании меняется решетка трещин в горной породе, расширяются существующие трещины, происходит их сгущение, появляются новые различной пространственной ориентировки. Массив становится неоднородным.

Химическое выветривание связано с воздействием на породы кислорода, уголекислоты, воды. Скорость этого вида выветривания зависит от температуры окружающей среды. При повышении температуры на 10°C скорость выветривания повышается в 2—3 раза.

Ниже приводятся результаты исследования процессов выветривания и осыпания пород на карьерах Донского хромитового рудоуправления (ДХРУ).

Ориентировочный гранулометрический состав продуктов выветривания для пород карьеров ДХРУ приведен в табл. 29.

Основной частью осыпей на площадках уступов являются щебень и дресва (60%) с размерами от 2 до 200 мм.

Гранулометрический состав продуктов осыпания пород на карьерах ДХРУ

Характеристика осыпей	Фракция	Содержание фракции, % к объему
Средние вывалы	(0,1—1,0 м)	9
Мелкие вывалы	(0,01—0,1 м)	19
Шебень	(20—200 мм)	28
Древя	(2—20 мм)	32
Песок	(0,05—2,0 мм)	7
Глинистые фракции	(0,005—0,05 мм)	5

Дальнейшие наши исследования показали следующее [77, 106].

По бортам карьеров Объединенный, Миллионный и Восточный выделяются три зоны:

1) на глубине 0—30 м от поверхности — сильно выветрелые обохренные, силицитизированные серпентиниты с низкой прочностью ($\sigma_{сж}$ до $3 \cdot 10^7$ Па);

2) на глубине 30—60 м располагается зона выветрелых пород — пятнистые серпентиниты и скрытотрещиноватые серпентинизированные дуниты средней прочности [$\sigma_{сж} = (3 \div 6) \times 10^7$ Па];

3) на глубине более 60 м — прочные малоизмененные серпентинизированные дуниты [$\sigma_{сж} = (7 \div 12) \cdot 10^7$ Па].

На карьерах ДХРУ произведено по профильным линиям наблюдательных станций около 500 замеров осыпей на уступах. Исходные данные обработаны методом математической статистики с учетом высоты уступов и срока их службы.

Угол естественного откоса материала осыпей колеблется в пределах 30—38°. Откос высотой 10 м выполняется на 8—10°, осыпями «съедается» до 50% высоты уступа. В некоторых местах предохранительные бермы (3—3,5 м) полностью закрыты осыпями, образуя один откос для 2—4 уступов.

Таблица 30
Интенсивность осыпобразования на карьерах ДХРУ

Высота уступа, м	Срок службы, лет					
	10			20		
	Ширина срабатывавшая А, м	Ширина размещенная осыпи на берме В, м	Общая ширина Б = А + В, м	Ширина срабатывавшая площ бермы А, м	Ширина размещенная осыпи на берме В, м	Общая ширина Б = А + В, м
10	1,5—2,5	2—3	3,5—5,5	3—4	3,5—4,5	6,5—8,5
20	2,5—3,5	3—4	5,5—7,5	4—5	4,5—5,5	8,5—10,5

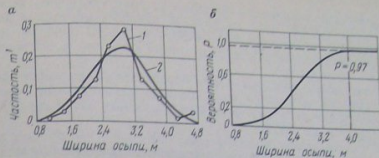


Рис. 55. Ширина осыпей на бермах уступов: а — гистограмма: 1 — эмпирическая кривая; 2 — теоретическая кривая; б — интегральная кривая распределения

Верхние уступы с длительным сроком службы, сложенные слабыми породами, наиболее сильно подвержены выветриванию и осыпанию, чем нижние. Средние результаты наблюдений за интенсивностью осыпания по выделенным на вертикальном разрезе зонам при принятой на карьерах высоте уступов и сроках их службы приведены в табл. 30.

На рис. 55, а представлены в виде гистограммы эмпирическая и теоретическая кривые ширины размещения осыпи В для 20-метрового уступа при сроке службы 10 лет, показывающие, что процесс осыпобразования подчинен нормальному закону распределения. Это дает основание в каждом конкретном случае использовать параметры теоретического распределения для расчета ожидаемой величины засыпки бермы. Приняв определенную доверительную вероятность по интегральной кривой (рис. 55, б), соответствующую нормальному закону распределения, можно найти верхнюю границу доверительного интервала, вероятность появления события которого не превышала бы некоторой весьма малой величины.

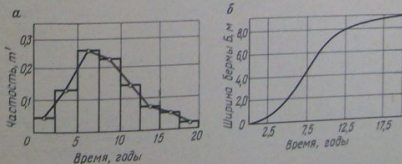


Рис. 56. Зависимость величины осыпобразования на площадках уступов от времени: а — гистограмма; б — размеры бермы для размещения осыпей

Принимая в приводимом примере доверительную вероятность, равную 0,97, по интегральной кривой распределения находим величину засыпки бермы $B=4$ м. Таким образом, можно утверждать, что для высоты уступа 20 м это событие произойдет через 10 лет.

Зависимость процесса осыпеобразования и размеров берм срабатывания и засыпки на уступах (в случае, когда очистка не производится) от времени для указанных карьеров ДХРУ представлена на рис. 56.

Из обобщающих графиков (рис. 56) видно, что процесс осыпеобразования до 3 лет незначителен. Интенсивное осыпание происходит в период 3—11 лет стояния уступа, достигая своего максимума, а затем начинается затухание, поскольку уступы приобретают угол наклона, близкий к углу внутреннего трения данной породы.

Результаты обработки осыпеобразования служат исходным материалом для определения величины бермы безопасности на уступах. Недочет этого фактора в процессе проектирования горных работ и эксплуатации месторождения приводит к значительному ущербу и даже консервации предприятия, как это имело место на карьере Комсомольском.

Мерами борьбы с осыпаниями на уступах могут быть: регулярная механическая очистка предохранительных берм, точное соблюдение паспорта буровзрывных работ и искусственное укрепление уступов.

Разрушающее влияние взрывов на приконтурные уступы общезвестно — это один из основных факторов, влияющих на возникновение деформаций и сдвижений пород на карьерах. Снижению вредного влияния взрывных работ на горный массив приконтурной зоны и разработке мер предупреждения обрушений посвящены работы многих советских ученых. На актуальность исследований указывают в своих работах Н. В. Мельников, Г. Л. Фисенко, С. И. Попов и другие ученые и специалисты в области горного дела. Значительное внимание этому вопросу уделяется также и за рубежом.

При производстве взрывных работ энергия взрыва расходуется на отрыв определенного объема пород, его дробление и перемещение, на деформирование массива в законтурной части. Образующая при этом волна сжатия сообщает частицам породы движение от центра взрыва по радиальным направлениям, превращаясь на отдельных участках в волну растяжения. Поскольку горные породы менее прочны на растяжение, чем на сжатие, то в этом случае в бортах карьеров наблюдаются сдвиги и частичное разрушение структурных блоков.

Под воздействием буровзрывных работ в массиве горных пород образуются зоны: дробления, перемещения, заколов, колебаний (остаточных деформаций) и сотрясений [1, 97, 98, 99]. Ближе к откосу возникают зоны заколов и остаточных деформаций, которые оказывают непосредственное влияние на устойчивость уступов и бортов карьеров.

Зона заколов характеризуется интенсивной нарушенностью, глубокими трещинами, прочность пород здесь снижается в десятки раз. Зона остаточных деформаций характеризуется макро- и микротрещинами, возникающими в результате напряжений растяжения. В результате этого сцепление пород уменьшается на 20—50% и значительно снижаются силы трения по ослабленным поверхностям. Зона упругих колебаний вызвана обычными сейсмическими колебаниями, которые в определенных условиях также оказывают влияние на устойчивость откосов.

Размеры зон разрушений пород, как показывают исследования и данные литературных источников, имеют большие колебания. При массовых взрывах с применением вертикальных

коллективных скважин зона заколов по ширине колеблется от 5 до 40 м, частичное дробление пород распространяется на 60–70 м от места взрыва.

Величина зон разрушения связана с количеством одновременно взрываемого ВВ, структурно-тектоническими особенностями горного массива, прочностными свойствами горных пород, параметрами буровзрывных работ и другими факторами. В скальных и полускальных породах на эффективность взрыва существенное влияние оказывает трещиноватость горных пород [6, 16, 46, 55, 79]. Наличие в массиве трещин, ориентированных параллельно откосу, резко снижает радиус действия взрыва в глубь массива за счет отражения взрывных волн. В том случае, когда трещины располагаются диагонально к простиранию откоса уступа, заколы по ним далеко распространяются в глубину [6, 32, 79]. Частота и продолжительность колебаний горных пород при взрывах во многом зависит от степени их трещиноватости. Эти параметры практически одинаковы на поверхности и в глубине массива. Интенсивное затухание скорости колебания происходит в осадочных и скальных породах на расстоянии 65–75 м от места взрыва [7, 93]. На обеспечение устойчивости приконтурных уступов большое влияние оказывают методы и способы ведения взрывных работ. Общеизвестно, что наклонные заоткосные скважины предпочтительнее вертикальных; диаметр скважин следует принимать меньшим, чем при обычных массовых взрывах; целесообразно применять короткозамедленное взрывание; при подходе к проектному контуру количество одновременно взрываемого ВВ должно быть уменьшено и т. д. Несмотря на то что этими вопросами занимается большое число исследователей, однако они еще далеко не решены. Многообразие горно-геологических условий не позволяет найти типовые решения.

Ниже приводятся результаты исследований по указанным вопросам, выполненных на карьерах Коунрадском и саянских мезюрудных, Малом Куйбасском железорудном, Карагайлинском полиметаллическом и карьерах Донского хромитового рудоуправления.

IV.1. ИССЛЕДОВАНИЯ ВЕЛИЧИНЫ РАЗРУШЕНИЯ ПРИКОНТУРНЫХ УСТУПОВ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

Для определения зон наибольших деформаций при проведении массовых взрывов на карьерах перед каждым взрывом закладывались на площадках уступов специальные наблюдательные станции в виде профильных линий. Каждая станция состояла из 2–5 профилей, одна линия — по простиранию уступов, другие — вкрест простирания. Число реперов, установленных по профильным линиям, колебалось от 8 до 20. Реперы представ-

ляли собой штыри из арматурного или круглого железа диаметром от 25 до 30 мм и длиной до 0,5 м, которые забивались в породу. Расстояние между реперами по профильной линии колебалось от 1,5 до 10 м. Профильная линия по простиранию уступа закладывалась на расстоянии в среднем 10 м от последнего ряда скважин, число реперов в этой линии обычно принималось равным числу скважин в последнем ряду. Перед заряданием скважин и после их взрыва велась теодолитно-нивелирная съемка как самих скважин, так и реперов. Для определения величины деформирования и смещений пород рулеткой производились измерения расстояний между реперами, делалась привязка всех возникших видимых заколов и трещин. Работы выполнялись по методике ВНИИ [22].

Для выявления влияния структурных особенностей горного массива по каждой профильной линии вкрест простирания перед взрывом производилась съемка трещиноватости пород с последующей ее обработкой и составлением структурных разрезов по профильным линиям. В табл. 31 приведены параметры взрываемых участков и структурно-тектонические особенности горного массива, а на рис. 57 — графики смещения пород при взрывах в горизонтальной и вертикальной плоскостях для условий Карагайлинского карьера.

Смещения в горизонтальной плоскости характеризуются сжатием пород. Величина сжатия различна для скальных и рыхлых отложений, так же резко отличаются и сами размеры зон раз-

Таблица 31

Горно-геологическая характеристика экспериментальных участков Карагайлинского карьера

Номера взрывов	Длина участка L_{ϕ} , м	Удельный расход ВВ при взрыве g , кг/м ³	Элементы залегания			
			уступа		систем трещин	
			Азимут простирания A_1 , градус	Угол наклона уступа α_1 , градус	Азимут простирания A_2 , градус	Угол падения λ_2 , градус
2	75	0,51	60	70	$A_1 = 102$ $A_2 = 148$ $A_3 = 173$	$\lambda_1 = 45$ $\lambda_2 = 75$ $\lambda_3 = 31$
8	30	0,77	30	73	$A_1 = 70$ $A_2 = 175$ $A_3 = 22$	$\lambda_1 = 85$ $\lambda_2 = 85$ $\lambda_3 = 8$
9	90	0,52	60	68	$A_1 = 100$ $A_2 = 48$ $A_3 = 75$	$\lambda_1 = 70$ $\lambda_2 = 68$ $\lambda_3 = 70$
11	100	0,44	80	72	$A_1 = 153$ $A_2 = 251$	$\lambda_1 = 55$ $\lambda_2 = 40$

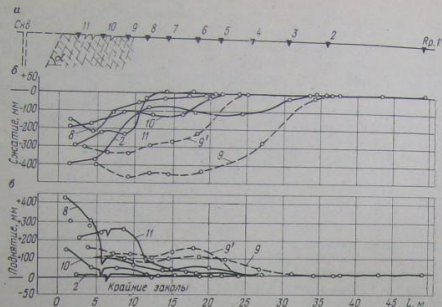


Рис. 57. Графики деформирования пород при взрывах (Карагайлинский карьер): а — профили; б — смещение пород в горизонтальной плоскости (Δh); в — смещение пород в вертикальной плоскости (Δh); 2, 8, 9, 9', 10, 11 — номера взрывов

рушения. По профильным линиям 9 и 9', заложенным в рыхлых, сильно нарушенных породах, зона остаточных деформаций прослеживается с помощью маршейдерских наблюдений до 50—60 м от бровки уступа, причем наибольшие деформации (до 300—450 мм) происходят по всей длине до 30—35 м. При этом породы на всем участке значительно уплотняются и не возвращаются в исходное положение.

В скальных же породах интенсивные смещения в горизонтальной плоскости наблюдаются на расстоянии до 12—17 м, а далее идет резкое уменьшение величин деформаций. Вертикальные смещения пород после взрыва наблюдаются от бровки уступа на расстоянии до 20—25 м, а далее смещения незначительны. Почти по всем профильным линиям крайние заколы располагаются на расстоянии 5—7 м от бровки уступов, в этих местах имеют место в отдельных случаях надвиги пород по плоскостям ослаблений. Здесь не наблюдается четкой границы как в величинах смещений, так и в размерах зон при взрывах между скальными и рыхлыми породами. Плоскости структурного ослабления пород оказывают соответствующее влияние на размер зон разрушения. Например, по профилю № 2 и структурным особенностям, показанным на рис. 57, зона значительных горизонтальных смещений прослеживается до 35 м при удель-

ном расходе ВВ $0,51 \text{ кг/м}^3$, а по профилю 8 при увеличенном расходе ВВ ($0,774 \text{ кг/м}^3$) — до 12—13 м. Таких же размеров зона сжатия и по профилю 11, хотя удельный расход ВВ здесь почти в 2 раза меньше, чем при взрыве в районе профиля 8, а фронт взрываемого блока в 3 раза больше. Проведенные наблюдения за разрушаемостью пород при взрывах на экспериментальных участках дают размеры зон, близкие к указанным в работе [28]. Графики (рис. 57), построенные по данным горных и буровзрывных работ, а также с учетом структурных особенностей, позволяют объяснить действие взрыва на массив горных пород, слагающих борта карьера.

Смещение реперов наблюдательной станции в зависимости от расстояния от места взрыва для карьеров Донского хромитового рудоуправления приблизительно может быть определено по формуле

$$\Delta h, l = a - bL^c, \quad (209)$$

где $\Delta h, l$ — вертикальная и горизонтальная составляющая смещений реперов, мм; L — расстояние от взрываемой скважины до точки наблюдения, в десятках м; a, b, c — эмпирические коэффициенты: a изменяется в пределах от 8 до 20, b — от 7 до 15, c — от 0,26 до 0,45 при изменении удельного расхода ВВ от $0,3$ до $0,8 \text{ кг/м}^3$.

Механизм раскрытия трещин при взрыве идет в два этапа. Первоначально происходят дробление и сжатие пород во все стороны от взрываемых скважин, затем разгрузка со стороны массива, и появляются раскрытые трещины по плоскостям ослаблений. С течением времени породы, оказавшиеся в зоне заколов, оползают или обрушаются. При взрыве скважинного заряда и прохождении волны сжатия по трещиноватому горному массиву, сложенному структурными блоками, происходит перемещение блоков. Величина перемещения зависит от пространственной ориентировки трещин и сил сцепления по этим трещинам. При переходе волны сжатия при взрыве в волну растяжения, сопровождающимся разгрузкой массива, ранее взброшенные блоки опускаются под воздействием сил гравитации и частично отраженной волны. Положение структурных блоков в массиве, подвергшемся действию взрыва, также зависит от ориентировки трещин. При пологом падении трещин возвращенные структурные блоки в исходное положение прелятствуют силы трения [1], и здесь наблюдается поднятие реперов. Блоки, расположенные вблизи заряда ВВ, но не попавшие в зону отрыва, при взрыве поднимаются на большую высоту, а при опускании соскальзывают ниже своего первоначального положения, перемещаясь в сторону выработанного пространства. Раскрытие трещины по одной из поверхностей ослабления образует зону заколов. Глубина трещин и ширина их раскрытия также связаны со структурно-тектоническими особенностями горного массива.

При согласном падающих с откосом системах трещин заколы прослеживаются на большую глубину, но не имеют большого распространения вокруг простирания уступов. Если трещины расположены диагонально или перпендикулярно к простиранию уступов, то иногда заколы наблюдаются на расстоянии 30 м от верхней бровки уступа. При полого падающих в сторону выемки трещинах после взрывов на верхней площадке уступа происходят надрывы с разрывом сплошности массива.

Ранее аналогичные исследования были проведены нами на Коунрадском карьере. На основе полученных экспериментальных данных были построены графики изменения зоны видимых деформаций (зоны заколов) I_3 от последнего ряда скважин при однократном взрывании в зависимости от сопротивления подшоде W_{Π} (рис. 58, а), высоты колонки заряда h' и величины заряда в скважине Q (рис. 58, б); при многорядном взрывании — в зависимости от h' и Q (рис. 58, в).

Оптимальная величина сопротивления пород под подошвой при однократном взрывании скважин была равна 7—9 м. При сопро-

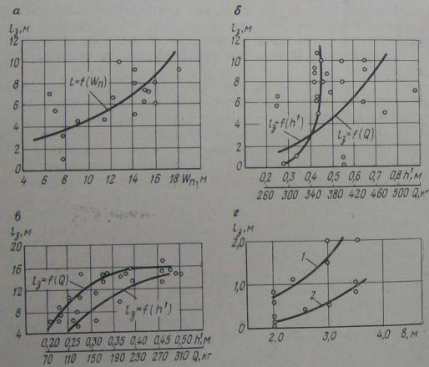


Рис. 58. Графики изменения зоны заколов на уступах при взрывах I_3 в зависимости от сопротивления подшоде W_{Π} высоты колонки заряда в скважинах h' , количества взрываемого ВВ Q , расстояния между скважинами W_{Π} : а, б — однородное расположение скважин; в — многорядное; г — наклонные скважины диаметром 110 мм: 1 — трудновзрываемые породы; 2 — средневзрываемые

тивлениях 14—16 м массив пород, слагающих уступ, имел значительные разрушения, прочность пород, как показывают исследования [8], составляла 0,13—0,25 от их естественной прочности.

Сильное влияние на величину зоны заколов оказывает конструкция заряда (см. рис. 58, б). Изменение высоты колонки заряда с обычно принимаемой на карьере 0,45—0,50 глубины скважины до 0,3 снижает зону интенсивных деформаций почти в 10 раз. При многорядном взрывании (см. рис. 58, в) величина зоны заколов также увеличивается с изменением высоты колонки заряда и соответственно количеством одновременно взрываемого ВВ. При $h' = 0,50$ зона заколов достигает максимального значения (16 м), такие же размеры имеет эта зона при величине заряда ВВ в скважине свыше 250—270 кг.

Исследования на Коунрадском карьере показали, что обычные методы ведения бурозрывных работ приводят к большим разрушениям пород в приконтурной зоне. В связи с этим были проведены экспериментальные работы по наблюдению за состоянием пород после взрыва наклонных скважин малого диаметра (110 мм); данные представлены на рис. 58, г.

Сопоставление результатов исследования и размеров зон заколов I , образуемых при взрывании вертикальных скважин диаметром 200—250 мм, с размерами зон заколов, образуемых при взрывании наклонных скважин малого диаметра, показывает на преимущество последних для заоткоски уступов в предельном контуре [5, 32, 44].

Практика работы зарубежных карьеров [15] подтверждает, что основные направления в развитии технологии добычи полезных ископаемых предусматривают наклонное бурение скважин под углами 20—45° от вертикали. Диаметры скважин разные: от 76—102 мм на карьерах Западной Европы до 152—381 мм на карьерах США и Канады.

Наблюдениями на карьерах установлено, что при производстве взрывов массив горных пород разрушается и по высоте уступов. Это в основном результат перебуров, величина которых обычно составляет 0,15—0,20 высоты уступа. Опыт бурения скважин, расположенных в 4—5 м от верхней бровки уступа, показал, что зона разрушения пород по глубине составляет 5—7 м. С удалением от откоса эта зона уменьшается до 3—4 м. Исследованиями [1, 99] установлено, что для условий Коунрада горизонтальные деформации скальных пород от места взрыва наблюдаются на расстояниях до 75 м, а вертикальные — на еще больших расстояниях при одновременном взрывании ВВ массой 60—80 кг на 1 м длины фронта работ. Для коалинизированных пород зона деформации зарегистрирована на расстояниях до 40—50 м. На величину деформаций влияют мощные массовые взрывы, проводимые на некоторых карьерах с одновременным взрыванием нескольких сотен тонн ВВ. Подобные

мощные взрывы имеют место и в зарубежной практике [15], когда одновременно взрывается до 1000 скважин и отбивается сразу до 1 млн. т руды. В таких условиях неизбежны сильные разрушения приконтурных уступов и резкое снижение прочностных характеристик пород.

Сопоставление данных натуральных испытаний прочностных свойств пород с данными моделирования дало возможность во ВНИМИ установить шкалу изменения прочности массива в зависимости от расстояния до места взрыва. На расстоянии 15 м от скважины прочностные свойства пород составляют 0,13 от естественной прочности, а на расстоянии 30 м — 0,6—0,7.

Для оценки сейсмической опасности от массовых взрывов при существующей технологии взрывания институтом ВИОГЕМ совместно с авторами настоящей книги проведены сейсмометрические исследования на карьерах Донского хромитового рудоправления.

Зарегистрировано колебание пород на уступах от трех массовых взрывов, параметры которых приведены в табл. 32.

Регистрация колебаний проводилась осциллографом на фотопленку. В качестве датчиков использовались вибрографы, которые в соединении с гальванометрами регистрировали скорость смещения горного массива. Время включения осциллографа определялось по хлопку детонирующего шнура за 15—20 с до основного взрыва. Вибрографы располагались по профильным линиям на уступах попарно, что позволяло на каждом уступе регистрировать вертикальную и горизонтальную компоненты скоростей смещения горных пород. Результаты обработки сейсмограмм приведены в табл. 33.

Таблица 32

Параметры буровзрывных работ по карьерам ДХРУ

Карьер и дата взрыва	Размеры сети бурения скважин, м	Общее количество ВВ, кг	Число скважин	Число групп замедлений
		Время детонация, м/с	Число рядов	
Геофизический, 20/IV 1972 г.	7×7	13016	94	16
		560	3	
Объединенный, 21/IV 1972 г.	6×6	4000	20	8
		400	1—2	
Южный, 25/IV 1972 г.	6×6	2200	12	3
		105	2	

Продолжение табл. 32

Карьер и дата взрыва	Интервал замедления, м/с	Заряд в скважине, кг	Длина блока, м	Глубина скважины, м
				Диаметр скважины, мм
Геофизический, 20/IV 1972 г.	35	147	180	11—12 214
Объединенный, 21/IV 1972 г.	50	198	62	15 214
Южный, 25/IV 1972 г.	35	183	50	10—11 214

Таблица 33

Максимальные скорости смещения горной породы при взрывах

Карьер и дата взрыва	Общее количество взрывного ВВ, кг	Расстояние от места взрыва, м	Скорости смещения пород, м/с			
			в горизонтальном направлении			
			в вертикальном направлении	результатирующее значение		
Геофизический, 20/IV 1972 г.	13016	38	14,6	6,3	16,0	
			61	7,5	3,5	8,2
			88	4,2	2,6	5,0
Объединенный, 21/IV 1972 г.	4000	85	4,5	2,3	4,9	
			140	1,6	1,0	2,0
			180	1,0	1,1	1,4
Южный, 25/IV 1972 г.	2200	155	1,4	1,5	2,0	
			220	0,8	0,85	1,2
			287	0,5	0,6	0,8

Из данных табл. 33 видно, что максимальная скорость смещений при частоте колебаний 7—25 Гц определяется величиной заряда в одной ступени замедления, а длительность взрыва — общим временем замедления во взрывной цепи и горения детонирующего шнура.

Сейсмическое действие массовых короткозамедленных взрывов на горный массив на расстоянии 40 м от места взрыва незначительно. Наиболее сильные деформации наблюдаются лишь в непосредственной близости от взрываемого блока, в зоне интенсивных сотрясений, и не далее чем на один уступ вверх и вниз.

Влияние взрывов на устойчивость бортов карьеров в целом по глубинным потенциальным поверхностям скольжения очень мало, и оно не может рассматриваться как причина оползневых явлений бортов карьеров.

Наибольшее воздействие сейсмозврывных колебаний испытывает ближайший вышестоящий уступ, так как он одновременно подвергается действию максимальных динамических нагрузок. Из анализа фактических замеров на карьерах ДХРУ и расчетов по определению скоростей смещения пород в ближайшей зоне устанавливается, что на расстоянии 30 м и более от взрывных скважин скорости смещений не превышают 20 см/с. Согласно данным работы [97] для уступов в мало-средних породах допустимыми скоростями смещения являются: однократно — 50 см/с, многократно — 30 см/с. Следовательно, в этих условиях уступы не потеряют своей устойчивости при массовых взрывах, за исключением отдельных вывалов по естественным плоскостям ослаблений.

В других горно-геологических условиях и при других параметрах взрывов скорости смещений пород на уступах могут быть иными [42, 43] и достигать большей величины.

Заслуживает внимания методика оценки действия взрыва на борт карьера, предложенная в работе [42], по баллам в зависимости от скоростей смещения частиц пород:

Балл	Скорость смещения, см/с
6	1,7—2,7
7	2,7—5,5
8	5,5—11,0
9	11—22
10	22—42
11	42—75
12	>75

При взрыве 9 баллов возникают трещины шириной до 10 см, возможны осыпи пород и отдельные обрушения по поверхностям ослаблений. При взрыве в 10 баллов рыхлый и особенно влажный грунт дает трещины шириной до нескольких дециметров, возможны оползни. При взрыве 11 баллов образуются многочисленные трещины и перемещения пород в бортах и по напластованию, возможны обвалы и оползни разрушительного характера. При взрыве 12 баллов нарушается сплошность пород с сопровождением обвалов и оползней.

Исследованиями Уингрэмда на Учалинском карьере установлено, что скорости колебания грунта на вышележащих уступах карьера в 1,5—2,5 раза больше, чем на нижних; на флангах взрываемого блока скорость колебания грунта меньше, чем в тылу.

IV.2. ВЛИЯНИЕ ТРЕЩИНОВАТОСТИ И СВОЙСТВ ПОРОД НА ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

При постановке уступов в предельный контур применяется специальная технология буровзрывных работ [32, 84].

Параметры ведения буровзрывных работ при подходе к проектному контуру помимо технологических факторов зависят от прочности горного массива и его структурно-тектонических особенностей. Величина заряда и его структурно-тектонических особенностей трещиноватых пород должна быть функцией интенсивности трещиноватости, пространственной ориентировки трещин и прочностных свойств пород.

Трещиноватые породы имеют прочностные характеристики, значительно меньшие, чем в монолите, поэтому удерживающие силы при взрывании одного и того же объема горной породы будут не равны.

Для взрыва трещиноватого массива требуется меньшее количество ВВ по сравнению с монолитом, поэтому в обычных расчетах величины заряда следует ввести коэффициент за счет структурного ослабления горного массива

$$Q_{\text{тр}} = \frac{Q}{K_{\text{тр}}}, \quad (210)$$

где $Q_{\text{тр}}$ — количество ВВ для трещиноватого массива, кг; Q — количество ВВ для монолита, кг; $K_{\text{тр}}$ — коэффициент трещиноватости.

В работах [16, 87] указывается, что коэффициент трещиноватости вводится для определения величины сопротивления по подошве.

Трещиноватый горный массив можно рассматривать как сумму элементарных монолитных блоков, образованных системами трещин. При взрывании такого массива часть пород дробится независимо от степени трещиноватости, удаленная же часть пород от заряда ВВ разрушается по трещинам [6, 55]. Естественно, для дробления всего массива потребовалось бы больше энергии, чем для его рыхления.

Коэффициент трещиноватости может быть определен по формуле

$$K_{\text{тр}} = \frac{f_n}{R_{об}}, \quad (211)$$

где f — сила, необходимая для дробления элементарного монолитного блока, ограниченного естественными трещинами; n — число блоков в данном объеме; $R_{об}$ — сила взрыва, необходимая для дробления данного объема трещиноватого массива.

Рассматривая действие взрыва на элементарный структурный блок с размерами ребер x , y , z (рис. 59), представляется возможным определить величину f .

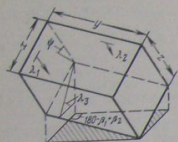


Рис. 59. Схема элементарного структурного блока

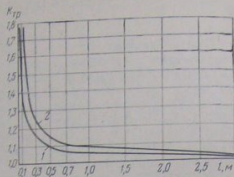


Рис. 60. Зависимость коэффициента трещиноватости пород $K_{тр}$ от линейных размеров структурных блоков l :
 $l = \Psi = 60-90^\circ$; $2 - \Psi = 30$

В общем случае трещины могут быть различно ориентированы относительно плоскости откоса, поэтому сила, необходимая для отрыва блока по линии скрещивания, будет

$$F' = \sigma_p' \left(zx \frac{\cos \beta_1}{\sin \lambda_1} + zy \frac{\cos \beta_2}{\sin \lambda_2} \right), \quad (212)$$

где σ_p' — временное сопротивление горной породы на разрыв по трещине, Па; λ_1, λ_2 — углы наклона крутопадающих трещин, градус; β_1, β_2 — углы разворота трещины крутого залегания по отношению к откосу, градус.

Для сдвига элементарного блока по подсекающей плоскости трещины необходимо приложить усилия, большие, чем

$$F'' = \frac{xy \cos \lambda_3 \sin(\beta_1 + \beta_2) \sigma_{сдв}'}{\sqrt{(\sin^2 \beta_1 + \cos^2 \lambda_3 \cos^2 \beta_1) (\sin^2 \beta_2 + \cos^2 \lambda_3 \cos^2 \beta_2)}}, \quad (213)$$

где $\sigma_{сдв}'$ — временное сопротивление пород сдвигу по подсекающей трещине, Па; λ_3 — угол падения подсекающей плоскости, градус.

Сила инерции взрывающегося блока определяется уравнением

$$F''' = \frac{xyz \cos \lambda_3 \sin(\beta_1 + \beta_2) \sin \psi \sin(\alpha - \lambda_3) \gamma \mu_{*}}{\sin \alpha \sqrt{(\sin^2 \beta_1 + \cos^2 \lambda_3 \cos^2 \beta_1) (\sin^2 \beta_2 + \cos^2 \lambda_3 \cos^2 \beta_2)}}. \quad (214)$$

где γ — плотность породы, кг/м^3 ; $\mu_{*} = \frac{a_m}{g}$ — коэффициент, характеризующий отношение ускорения движения массива пород при взрыве к ускорению силы тяжести; ψ — угол наклона линий скрещивания крутопадающих трещин, градус; α — угол откоса уступа, градус.

Равнодействующая сила взрыва определяется уравнением

$$F = F' + F'' \sin(\alpha - \lambda_3) + F'''. \quad (215)$$

Объем взрывающегося массива при высоте h шириной по фронту a и сопротивлением при взрыве по подошве W_n можно рассматривать как сумму элементарных структурных блоков, число которых n можно определить по формуле

$$n = \frac{haW_n \sin \alpha \sqrt{(\sin^2 \beta_1 + \cos^2 \lambda_3 \sin^2 \beta_1) (\sin^2 \beta_2 + \cos^2 \lambda_3 \cos^2 \beta_2)}}{xyz \cos \lambda_3 \sin(\beta_1 + \beta_2) \sin \psi \sin(\alpha - \lambda_3)}. \quad (216)$$

Величина $R_{об}$ определяется по формуле

$$R_{об} = \frac{ha \sigma_p'}{\sin \alpha} + W_n \sigma_{сдв}' \sin \alpha + W_n a h \gamma \mu_{*}. \quad (217)$$

Если подставить значения (215), (216), (217) в формулу (211) и сделать соответствующие преобразования, при этом приняв во внимание, что у скальных пород сопротивление сдвигу по трещинам намного больше, чем сопротивление разрыву, другими величинами пренебрегая по их малости, а μ_{*} округляя до 100, то рабочая формула по вычислению коэффициента трещиноватости примет вид

$$K_{тр} = 1 + 10^{-2} \frac{\sigma_{сдв}' \sin \alpha}{l \gamma \sin \psi}. \quad (218)$$

где l — средняя длина ребра структурного блока, м.

Анализ полученной аналитической зависимости по определению $K_{тр}$ при соответствующей степени интенсивности трещиноватости показывает, что результаты близки к данным, полученным эмпирическим путем [16]. На рис. 60 представлен график зависимости (218) для условий Карагайлинского карьера при принятых средних постоянных значениях:

$$\sigma_{сдв}' = 8 \cdot 10^4 \text{ Па}; \quad \psi = 2,72 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^2;$$

$$\alpha = 70^\circ;$$

при ψ в диапазоне от 30 до 90° и переменной величине размеров структурных блоков l .

Анализ графика (см. рис. 60) показывает, что коэффициент трещиноватости значительно изменяется при размерах структурных блоков горного массива до 0,4 м и практически не меняется при увеличении размеров блоков от 1,0 до 3,0 м. Отсюда следует, что при интенсивной раздробленности массива (зоны выветривания) возможно уменьшение расхода ВВ в 1,1—1,8 раза. В то же время массив, сложенный блоками размером более 1,5 м, можно считать монолитным.

Таблица 34

Классификация пород по степени их трещиноватости

Классификация пород по степени их трещиноватости	Коэффициент трещиноватости $K_{тр}$	Средняя длина ребра структурного блока l_s , м
Монолитные	1,00	2,0
Слабо трещиноватые	1,01—1,05	0,6—2,0
Трещиноватые	1,06—1,10	0,3—0,59
Сильно трещиноватые	1,11—1,30	0,1—0,29
Раздробленные до щебня	1,31—2,0	<0,1

В табл. 34 приводится усредненная классификация горных пород по степени их трещиноватости применительно к условиям Карагайлинского, Коунрадского и других карьеров с аналогичными условиями для производства расчетов по определению величины заряда ВВ в скважинах при постановке бортов карьеров в проектный контур.

Учет трещиноватости горного массива при производстве взрывных работ позволяет снизить расход ВВ на 15—20% без ухудшения качества взрыва. Экспериментальные работы на Карагайлинском ГОКе показали, что на каждый 1 млн. м³ выхода горной массы может быть достигнута экономия до 30 тыс. руб.

ИЗ ЗОНЫ ИНТЕНСИВНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ И ВЕЛИЧИНА УДЕЛЬНОГО РАСХОДА ВВ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПРИКОНТУРНЫХ ЛЕНТ И ЗАОТКОСКИ СТАЦИОНАРНЫХ УСТУПОВ

Оптимальная величина расходов ВВ при отработке приконтурных уступов может быть установлена в зависимости от размеров зоны интенсивных деформаций (зоны заколов) при взрыве. На основании этого может быть также проверена правота аналитических исследований и полученных формул (211) и (218).

По результатам многочисленных промышленно-экспериментальных взрывов и изучения их влияния на разрушаемость уступов найдены для условий рассматриваемых карьеров зависимости величины зоны заколов l_z от удельного расхода ВВ q и количества ВВ, приходящегося на 1 м по длине уступа q_0 . Кроме рядовых взрывов производились опытные взрывы, учитывающие при расчетах величины заряда коэффициент трещиноватости пород.

Аналитические зависимости по определению величины зоны заколов для условий карьера Карагайлинского характеризуются эмпирическими уравнениями:

$$l_z = \sqrt{q - 0,37}; \quad (219)$$

$$l_z = 2,78(q_0 - 58)^{0,213}. \quad (220)$$

Для данных условий минимальные разрушения уступов будут при $q = 0,37$ — $0,40$ кг/м³ и $q_0 = 58$ — 65 кг/м. При этих значениях ВВ качество взрывов с точки зрения выемки и отгрузки взорванных пород остается почти таким же, как и при обычном ведении взрывных работ на карьере ($0,7$ кг/м³ и $q_0 = 130$ кг/м). Установлено, что увеличенный расход ВВ на Карагайлинском карьере принят обоснованно, и он вреден для целей обеспечения устойчивости уступов в проектном контуре.

На карьерах Донского хромитового рудоуправления: Объединенном, Миллионном, Северном, Южном и Геодезическом зоны заколов на приконтурных уступах определялись на 22 участках по 38 профильным линиям. Взрывалось одновременно от 2 до 5 рядов скважин. По результатам исследования получены эмпирические зависимости вида:

$$l_z = 16,0q - 3,9; \quad (221)$$

$$l_z = 0,15q_0 - 3,12. \quad (222)$$

Коэффициенты корреляции соответственно равны: $r_{l_z} = 0,85 \pm 0,045$ и $r_{l_z} = 0,73 \pm 0,076$ при их надежности $\eta_1 = 21,1 \gg \gg 2,6$ и $\eta_2 = 9,5 \gg 2,6$ по Ляпунову.

Для обеспечения минимальной величины зоны интенсивной деформации уступов необходимо, чтобы удельный расход ВВ составил $q = 0,25$ — 30 кг/м³, а расход ВВ на 1 м фронта горных работ $q_0 = 20$ — 25 кг/м.

Данные исследования по определению оптимальных расходов ВВ хорошо согласуются с экспериментами по заоткоске уступов на проектном контуре, проводимыми на уменьшенных зарядах в заоткосных и отбойных скважинах.

Линия сопротивления по подошве уступа при промышленных и экспериментальных взрывах колебалась по карьерам ДХРУ от 5 до 16 м. При этих значениях размеры зоны заколов подчинены зависимости

$$l_z = 4,3W_n^{0,3}, \quad (223)$$

где W_n — линия наименьшего сопротивления по подошве уступа, м.

Наибольшая зона заколов возникает при зажатых взрывах. По мере уменьшения линии наименьшего сопротивления зона заколов уменьшается. Для снижения сейсмического эффекта взрыва на устойчивость уступов приконтурная полоса должна

отрабатываться с минимальными расходами ВВ и при условиях, чтобы линия наименьшего сопротивления по подошве уступа не превышала 8—10 м. Оптимальное расстояние между скважинами в ряду, обеспечивающее минимальное разрушение приконтурных уступов, для указанных карьеров целесообразно 4—5 м.

Для железорудного карьера Малый Куйбасс ширина зоны заколов на уступах может быть определена по эмпирическим формулам:

$$l_z = 14,2(q - 0,39)^{0,33} \quad (224)$$

при $\tau_0 = 0,69 \pm 0,098$ и $\eta = 7,0 \gg 2,6$;

$$l_z = 1,87(q_{\phi} - 82)^{0,33} \quad (225)$$

при $\tau_0 = 0,70 \pm 0,092$ и $\eta = 7,7 \gg 2,6$.

Оптимальные значения q_{opt} и $q_{\phi, \text{opt}}$, при которых ожидается минимальное разрушение уступа при взрывах и выходе горной массы требуемых размеров, равны

$$q_{\text{opt}} = 0,38 + 0,42 \text{ кг/м}^2;$$

$$q_{\phi, \text{opt}} = 82 + 85 \text{ кг/м}.$$

Для медиорудного карьера Саяк-1 ширина зоны заколов характеризуется зависимостями

$$l_z = -82,3 + 210,0q - 116,7q^2 \quad (226)$$

при $\tau_0 = 0,76 \pm 0,074$ и $\eta = 10,3 \gg 2,6$;

$$l_z = 245,8 + 0,81q_{\phi} - 0,003q_{\phi}^2 \quad (227)$$

при $\tau_0 = 0,88 \pm 0,040$ и $\eta = 21,5 \gg \gg 2,6$.

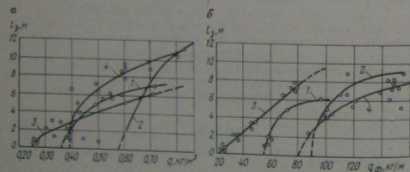


Рис. 61. Изменение зоны заколов l_z : а — от удельного расхода ВВ; б — расхода ВВ на 1 м фронта горных работ q_{ϕ} на карьерах: 1 — Карагайлинском; 2 — Саяк-1; 3 — Донского трюмного рудоуправления; 4 — Малом Куйбасском

Оптимальные по обеспечению устойчивости уступов значения q_{opt} и $q_{\phi, \text{opt}}$ следующие:

$$q_{\text{opt}} = 0,56 + 0,58 \text{ кг/м}^2;$$

$$q_{\phi, \text{opt}} = 90 + 92 \text{ кг/м}.$$

Изменение зоны заколов в зависимости от удельного расхода ВВ и величины ВВ, приходящейся на единицу фронта уступа, для карьеров Карагайлинского, Малого Куйбасского, Саяк-1 и карьеров Донского хромитового рудоуправления ДХРУ показано на рис. 61.

IV.4. ЗОНЫ ОСТАТОЧНЫХ ДЕФОРМАЦИЯ ПОРОД ОТ ДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

За пределами видимых заколов при взрывах массив горных пород характеризуется сравнительно малыми подвижками. За границу распространения зоны микроподвижек принято смещение реперов, не превышающее 3 мм, т. е. величины допустимых погрешностей при производстве наблюдений на станциях [22].

Величина деформации массива пород в уступах кроме указанных выше факторов также зависит от способа взрывания скважин и конструкции заряда [1], т. е. от массы одновременно взрывааемых зарядов, их формы и расстояния между ними.

Степень влияния конструкции заряда для любой точки массива можно выразить согласно работе [1] через меру сейсмической опасности при взрыве одиночного заряда

$$\rho = \frac{\sqrt[3]{Q}}{r_n} \quad (228)$$

где ρ — мера сейсмической опасности, $\text{кг}^{\frac{1}{3}}/\text{м}$; Q — величина заряда ВВ, кг; r_n — расстояние от центра заряда до точки наблюдения, м, и массово взрыве

$$\rho_l = \frac{\sqrt[3]{Q_{\text{эф}} l}}{r_{\text{эф}} l} \quad (229)$$

где эффективный радиус

$$r_{\text{эф}} = \frac{\sum \sqrt[3]{Q_i l_i}}{\sum \sqrt[3]{Q_i}} \quad (230)$$

и эффективный заряд

$$Q_{\text{эф}} = \sum Q_i \left(\frac{r_{\text{эф}}}{r_i} \right)^3 \quad (231)$$

При экспериментальных работах документируются величина и конструкция заряда в каждой скважине, ее глубина, определяются расстояния от центра заряда до каждого репера профильной линии. Для получения объективных данных исследования ведутся в разных горно-геологических условиях.

На основании экспериментальных взрывов и смещения реперов по профильным линиям наблюдательных станций и расчетов по определению величины меры сейсмической опасности представляется возможным получить аналитические зависимости вида

$$\Delta h, \Delta l = f(\rho).$$

Подставив в формулы вместо горизонтальных и вертикальных смещений величину, равную 3 м, можно определить численное значение меры сейсмической опасности ρ , а затем, используя формулу (229), установить в каждом конкретном случае расстояние от места взрыва до границы зоны остаточных деформаций, где смещения горного массива при принятом количестве ВВ не будут превышать заданной величины или находиться в пределах принятой точности наблюдений, т. е. в этом случае определяется зависимость вида

$$r_{ai} = f(Q_i),$$

где Q_i — количество ВВ, взрываемого одновременно, кг.

Эмпирические формулы зависимости деформации пород при взрывах от меры сейсмической опасности и изменение размеров зоны остаточных деформаций в зависимости от количества ВВ, взрываемого одновременно, приведены для рассматриваемых карьеров в табл. 35 [95].

Таблица 35

Величина смещения пород при взрывах и размеры зон остаточных деформаций

Карьер	Смещение пород при взрывах, мм	Зона остаточных деформаций, м
Карагайлинский	$\Delta h = e^{9,5\rho} - 1,9$	$r_{\Delta h l} = 3,16 \sqrt[3]{Q_i}$
	$\Delta l = e^{9,5\rho} - 2,2$	$r_{\Delta l l} = 2,88 \sqrt[3]{Q_i}$
	$\Delta l = \Delta h, \Delta l = e^{9,5\rho} - 2,0$	$r_{al} = 3 \sqrt[3]{Q_i}$
Саях-1	$\Delta h_l = 0,080\rho^{3,24}$	$r_{\Delta h l} = 2,78 \sqrt[3]{Q_i}$
	$\Delta l_l = 0,068\rho^{3,43}$	$r_{\Delta l l} = 2,5 \sqrt[3]{Q_i}$
		$r_{al} = 2,64 \sqrt[3]{Q_i}$
Объединенный, Миллионный, Северный ДХРУ	$\Delta l = \Delta h, \Delta l = e^{12\rho} - 3,4$	$r_{al} = 2,67 \sqrt[3]{Q_i}$

По результатам промышленно-экспериментальных работ горизонтальные и вертикальные смещения пород при взрывах в зонах интенсивной и остаточной деформации по абсолютной величине близки друг к другу, а поэтому представляется возможным для приближенной оценки происходящих процессов их усреднить. Графики зависимости деформирования пород по усредненным данным от меры сейсмической опасности по Карагайлинскому и Саякскому карьерам, а также карьерам ДХРУ показаны на рис. 62.

Размеры деформирования пород при взрывах также зависят от физико-механических и структурных свойств пород, параметров буровзрывных работ и способов их ведения и для одного и того же карьера или месторождения могут колебаться для отдельных участков горных пород в больших пределах. На рис. 62 это показано применительно к карьерам ДХРУ кривыми 3, а, б, в, г.

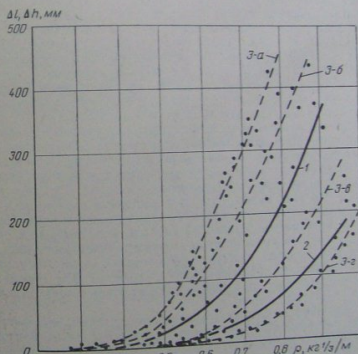


Рис. 62. Деформация пород при взрывах $\Delta l, \Delta h$ в зависимости от меры сейсмической опасности на карьерах: 1 — Карагайлинском; 2 — Саях-1; 3 — Довского хромитового рудопроизводства; 3-а, б — взрывы вертикальными скважинами соответственно 5-метровыми ветрелами пород; а, в, г — при зрелом состоянии соответственно вертикальными и наклонными скважинами

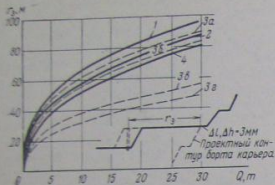


Рис. 63. Зона остаточных деформаций пород r в зависимости от количества взрываемого ВВ Q на карьерах:
 1 — Карагайлинском; 2 — Саяк-1; 3 — Донского хромитового рудоуправления; 4 — Малом Куйбасском

Борта этих карьеров сложены сверху вниз каолинизированными полускальными и скальными породами. При производстве взрывных работ по проектному контуру используются вертикальные и наклонные скважины диаметрами 110—214 мм.

Промышленно-экспериментальные работы проведены по четырём схемам в разных горно-геологических условиях. Наименьшее разрушение пород законтурной части борта карьера наблюдается при предварительном шелеобразовании.

Смещение пород при взрыве в зависимости от меры сейсмической опасности колеблется в зоне интенсивной деформации на доонских хромитовых карьерах от 200 до 450 мм.

Изменение ширины зоны остаточных деформаций в зависимости от количества одновременно взрываемого ВВ при подходе к проектному контуру при отработке приконтурных лент и способов ведения буровзрывных работ по рассматриваемым карьерам и месторождениям представлено на рис. 63. Графики показывают, что зона интенсивных деформаций в зависимости от условий может изменяться, например, для одновременного взрывания ВВ в количестве 30 т от 50 до 90 м. При подходе к проектному контуру взрывы уступов должны вестись уменьшенными зарядами. График позволяет в зависимости от этого расстояния определить и оптимальное количество ВВ, обеспечивающее минимальное разрушение законтурной части стационарных уступов при взрыве.

Исследования на доонских карьерах показывают, что, например, при расстоянии от центра взрыва до предельного контура отработки карьера 50 м в скальных породах до применения специальных методов ведения горных и буровзрывных работ можно одновременно взрывать 5 т ВВ, в рыхлых — 7 т, при взрыве с созданием предварительной щели вертикальными 5-метровыми скважинами — до 23 т, а при создании щели наклонными скважинами — до 38—40 т. Щель, созданная взрывом 5-метровых вертикальных скважин, снижает величину дефор-

мации пород законтурной части массива от действия массовых взрывов в рыхлых породах в 3 раза, в скальных — в 4,5 раза, а экранирующая наклонная щель, созданная на всю высоту уступа, снижает деформацию массива соответственно в рыхлых и скальных породах в 6—7 раз.

Экранирующая наклонная щель, созданная предварительно за зоной остаточных деформаций по проектному контуру, с точки зрения уменьшения деформации стационарных уступов эффективнее в сравнении с другими методами отработки приконтурных лент. А если учесть, что заоткоска наклонными скважинами дает более качественное оформление откосов уступов, чем вертикальными скважинами, то преимущества наклонного шелеобразования становятся еще более убедительными.

Величина одновременно взрываемого ВВ есть произведение объема взрываемого массива на удельный расход, т. е.

$$Q = Vq, \quad (232)$$

где $V = ahL_3$, a — ширина заходки, м; h — высота уступа, м; L_3 — длина взрываемой заходки по фронту горных работ, м.

Используя полученный оптимальный удельный расход ВВ, обеспечивающий минимальную зону интенсивной деформации массива, представляется возможным определить ширину приконтурной полосы R до линии в сторону стационарного борта, где смещение горных пород ожидается не более ± 3 мм

$$R_l = K \sqrt[3]{ahL_3q_{\text{опт}}}, \quad (233)$$

где K — коэффициент, зависящий от свойств пород горного массива и параметров буровзрывных работ.

Например, для условий Карагайлинского карьера

$$R_l = 3,0 \sqrt[3]{a_1 h_1 L_3 q_{\text{опт}}}, \quad (234)$$

для карьера Саяк-1

$$R_l = 2,64 \sqrt[3]{a_1 h_1 L_3 q_{\text{опт}}}, \quad (235)$$

при взрывании скальных пород на карьерах ДХРУ

$$R_l = 2,85 \sqrt[3]{a_1 h_1 L_3 q_{\text{опт}}}. \quad (236)$$

Максимально возможная ширина заходки при отработке приконтурной полосы для обеспечения наименьшего разрушения при взрывах стационарных уступов, поставленных в проектный контур, может быть подсчитана по формуле

$$a_{\text{max}} = \frac{\phi_{\text{ф.опт}}}{\eta q_{\text{опт}}}, \quad (237)$$

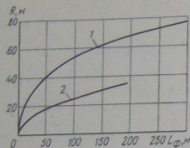


Рис. 64. График к определению оптимальной ширины приконтурной полосы R в зависимости от длины одновременно взрываваемого блока L_{ϕ} на карьерах:

1 — Карагайлинском; 2 — Довского хромитового рудоуправления

ны взрываваемого блока по фронту работ в пределах принятой ширины экскаваторной заходки.

Например, для Карагайлинского карьера

$$R = 11,5 \sqrt[3]{L_{\phi}}. \quad (238)$$

График этой зависимости для Карагайлинского карьера и карьеров ДХРУ представлен на рис. 64. Он показывает, что при приближении горных работ к проектному контуру необходимо уменьшить длину одновременно взрываваемого блока по фронту обрабатываемой приконтурной полосы, соответственно этому и уменьшить общее количество взрываваемого ВВ.

Расстояние между скважинами в ряду при отработке приконтурной полосы, обеспечивающее минимальное разрушение приконтурных уступов, определяется по формуле

$$b = \frac{Q_{св}}{\omega_{п} q_{\text{отт}}}. \quad (239)$$

где $Q_{св}$ — величина заряда в скважине, кг; $\omega_{п}$ — величина сопротивления по подошве уступа, принимаемая $\approx a_{\text{max}}$, м.

При принятых значениях, например для карьеров ДХРУ, $Q_{св} = 135$ кг, $\omega_{п} = 10$ м, $h = 10$ м, $q_{\text{отт}} = 0,25$ кг/м³ расстояние между вертикальными отбойными скважинами при отработке заходок должно быть 5—6 м.

На большинстве карьеров требуемые размеры приконтурных полос не соблюдаются, и в этих зонах не применяются специальные методы и способы ведения горных и буровзрывных работ, которые бы обеспечивали минимальное разрушение стационарных уступов и повысили длительную устойчивость бортов карьеров. В проектах разработки месторождений указанные вы-

ше меры также не находят своего должного отражения. В результате этого существующие стационарные борты карьеров оказываются в неустойчивом или предельно устойчивом положении.

Выше предложенная и апробированная в производственных условиях методика учета основных факторов по определению размеров приконтурной полосы и методов ведения горных и буровзрывных работ в этом районе позволит внести существенные коррективы как в проекты разработки, так и в практику работы карьеров.

V. ОПЫТ РАБОТЫ ПО ПРЕДУПРЕЖДЕНИЮ И БОРЬБЕ С ОПОЛЗНЕВЫМИ ЯВЛЕНИЯМИ

VI. ОСУШЕНИЕ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Влияние обводненности пород на развитие оползневых явлений на карьерах является одной из первоочередных задач. Вода разуплотняет породы, резко снижает их прочностные характеристики. Проводимые на карьерах дренажные работы следует рассматривать в первую очередь как одно из мероприятий повышения прочности горного массива.

Для оптимальной степени осушения необходимо знать: величину естественной влажности, соответствующей данной прочностной характеристике, изменение прочностных свойств пород с изменением влажности. Эти сведения позволяют более обоснованно решать вопросы устойчивости уступов и бортов карьеров [23]. Взаимосвязи $C=f(W)$ и эмпирические формулы по горным породам исследуемых месторождений Казахстана приведены в первой главе настоящей книги.

На основании физико-механических свойств горных пород можно установить, при каких величинах влажности W начинает увеличиваться сцепление пород C . Это в некоторой степени может характеризовать эффективность проводимых дренажных работ по месторождениям с точки зрения поставленной задачи. Очевидно, в этом случае дальнейшее понижение влажности для упрочнения пород путем осушения будет неоправданным [61].

Например, для аллювиально-делювиальных отложений и коры выветривания (карьеры Южного Урала) этот предел наступает при $W=19-21\%$. По нашим исследованиям для этих же пород на Соколовско-Сарбайских карьерах — при $W=15\%$, Гороблагодатском — при $W=18\%$, по майканинским глинистым отложениям и осадочным породам угольных месторождений Казахстана сцепление начинает резко увеличиваться при $W=4-5\%$.

Для переувлажненных песчано-глинистых пород Майканинского карьера при $W=12\%$ сцепление $C=1 \cdot 10^4$ Па, а угол внутреннего трения $\varphi=15^\circ$; при естественной влажности этих пород $W=6-10\%$ сцепление $C=3 \cdot 10^4$ Па, а угол внутреннего трения $\varphi=20-25^\circ$; для сравнительно сухих пород $C=1 \cdot 10^4$ Па и $\varphi=30^\circ$. При этих значениях и постоянном коэффициенте запаса устойчивости $K_{уст}=1,5$ угол наклона борта карьера в породах может колебаться от 18 до 50° .

Приведенные данные свидетельствуют о том, что с осуше-

нием пород могут быть значительно сокращены объемы вскрыши на карьерах, а это важная народнохозяйственная задача.

Одной из первоочередных мер по организации осушения породы является ограждение карьера от проникновения в горные выработки и окружающие их породы талых, паводковых, ливневых и сбрасываемых вод. Вода, заполняя трещины в породах, оказывает на их стенки гидростатическое давление, глинистые заполнители трещин разуплотняются, глинистости породы снижаются. Производя расчеты устойчивости откосов, необходимо также учитывать изменение уровня подземных вод, а оно в течение года может значительно колебаться.

На Майканинском и других карьерах в зоне дробления пород, тектонических нарушений, сильной трещиноватости массива был целесообразен дренаж водопонижительными скважинами, пробуренными с поверхности, и скважинами-фильтрами, пробуренными веерообразно из подземных горных выработок.

Проектом разработки Экибастузских карьеров в качестве основного способа принят дренаж подземными горными выработками и скважинами, пробуренными из подземных камер. При выборе способа осушения месторождения большое влияние оказала слабая водоотдача пород, не позволяющая эффективно вести дренаж в пределах площадей карьеров. Этими же причинами обусловлен отказ от осушения карьера водопонижительными скважинами, так как это потребовало бы бурения большого числа скважин, которые окажутся малодобитными, и производительность их с течением времени будет снижаться.

Коэффициент фильтрации подземных вод с глубиной залегания горных пород резко падает. По данным гидрогеологической службы карьеров, в пределах 50-метровой глубины от поверхности он изменяется от 3 до 1 м/сут, на глубине 50—100 м — от 1,0 до 0,3 м/сут, а на глубине 150—200 м от 0,15 до 0,10 м/сут. В общем виде изменение коэффициента фильтрации воды в зависимости от глубины залегания пород на Экибастузском месторождении характеризуется эмпирической зависимостью вида

$$K_{\phi} = 3,72 - 0,773H_з + 0,0573H_з^2 - 0,00137H_з^3, \quad (240)$$

где K_{ϕ} — коэффициент фильтрации, м/сут; $H_з$ — глубина залегания пород, десятки м.

Почти по такой же зависимости изменяется и естественная влажность пород с глубиной их залегания.

Дренажирование пород продуктивной толщи на карьерах Центральном, Западном и «Богатырь» предусмотрено проектом осуществить посредством подземных горных выработок и пробуренных веерообразно из камер восстающих скважин в две очереди: первая — с гор. +120 м (этот горизонт уже отработан) и вторая — с гор. +0 м, т. е. на глубине 200 м от поверхности

сти. К настоящему времени на карьерах пройдено 22 км подземных дренажных выработок, в том числе на карьере «Богатырь» — 14 км.

Схема дренажа и уровни подземных вод на карьере Центральный в его самой глубокой части показаны на рис. 65.

В пределах угленосной толщи дренирование пород ведется успешно. На Центральном карьере уровень подземных вод находится ниже дна карьера на 60 м, на Западном — на 30—40 м, ходит ниже всякого борта карьеров — в непосредственной близости от вскрышных уступов. В этом районе дренирование осусти от вскрышных уступов. В этом районе дренирование осусти осуществляется в основном самими горными выработками. Углубление горных работ идет быстрее, чем понижение уровней подземных вод. Если на 1/1. 1971 г. уровни воды располагались ниже уровня ведения горных работ в среднем на 30 м, то в настоящее время они уже находятся в 10 м.

Отсутствие дренажных систем ниже гор. +0 м может привести в дальнейшем к обводненности вскрышных уступов.

Лежащий юго-западный борт карьеров со сроком службы 50 лет оказался вообще вне сферы действия запроектированной общей дренажной системы. Сами столбы шахт, пройденные в породах лежащего бока, практически не оказывают никакого влияния на осушение пород, а поэтому на этом борту уровень подземных вод находится в непосредственной близости от горных поверхности и сохраняется с начала разработки экибастузских карьеров. Высота водяного столба по отношению к горным работам составляет 100 м. В настоящее время из-за незначительной глубины карьеров (150 м) влияние водяного столба еще не отражается на общей устойчивости стационарного борта, на котором расположен ряд технических сооружений. Недооценка своевременного и достаточного дренирования подстилающих пород, как показывает практика многих карьеров, недопустима. С углублением горных работ следует ожидать развития оползневых явлений на стационарном борту экибастузских карьеров, запроектированных до глубины 400—600 м. Неблагополучная устойчивость юго-западного борта связана не только с неудовлетворительным состоянием дренажа подстилающих пород, но также со сложной и практически неизученной морфологией угольных пластов и пород ниже разрабатываемой основной свиты. По этому борту буровая геологическая разведка практически не проводилась. Залегание пород и структурно-тектонические особенности горного массива неизвестны. Поверхности дисъюнктивных складчатости могут служить на отдельных неблагоприятных участках поверхностями скольжения при развитии оползней. Примеры локальных, пока незначительных оползневых явлений имеются по этому борту и в настоящее время.

Из-за неудовлетворительного состояния дренирования пород лежащего бока в 1970 г. произошел оползень юго-западного

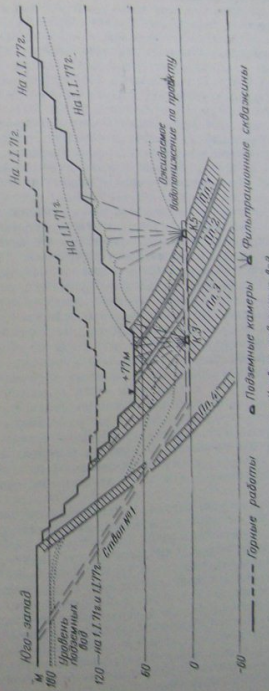


Рис. 65. Уровни подземных вод по бортам карьера Центральный производственного объединения Экибастузского

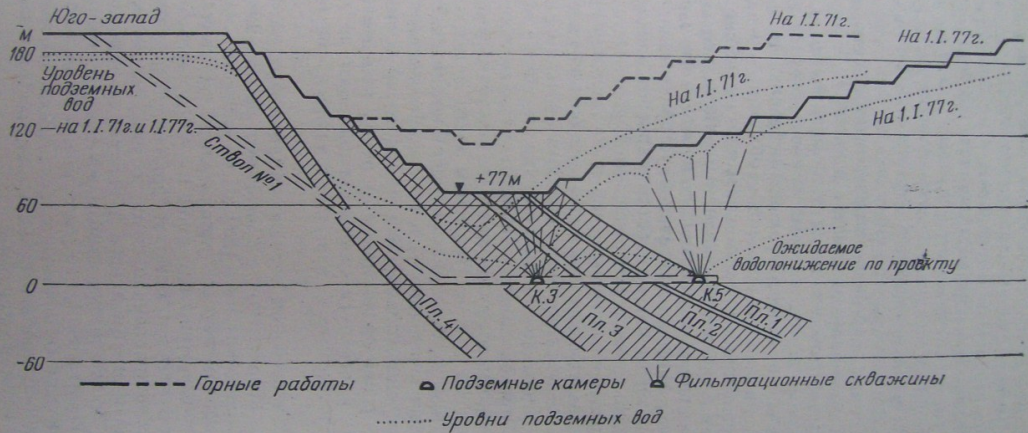


Рис. 65. Уровни подземных вод по бортам карьера Центральный производственного объединения Экибастузуголь

борта в районе угольной траншеи на карьере «Богатырь» объемом 80 м³. Углы падения слоев водоносных горизонтов в этом районе 15—25°. Имеются два водоносных горизонта приуроченные к песчаным четвертичным отложениям и пропласткам углей и к песчаным четвертичным породам. На некоторых участках углистых аргиллитов в коренных породах. На некоторых участках траншеи имело место самоизливание вод. Сцепление пород оползня согласно обратным расчетам составило всего лишь $0,1 \times 10^6$ Па, а угол внутреннего трения — 16°. Аналогичные оползни возникли и на других участках.

Переход горных работ на нижние горизонты потребует строительства стационарных съездов в карьере. Такие съезды и целые железнодорожные станции запроектированы на нерабочем юго-западном борту, который может оказаться в зоне оползней. Для обеспечения длительной устойчивости этого борта и возводимых на нем сооружений необходимо принятие комплексных обоснованных и незамедлительных решений по доразведке лежачего бока месторождения в районе ведения горных работ, дренажированию подстилающих пород и ревизии бортов карьеров по условиям их длительной устойчивости. Запроектирование ранее углы наклона борта карьеров могут быть выложены, а это потребует переноса в другое место возведенных уже промышленных сооружений и составления проекта реконструкции карьеров. Все это связано с большими материальными затратами и большими сроками выполнения работ. В практике горного дела есть примеры, когда из-за оползней несколько раз производилась реконструкция карьеров, несколько раз переносились в другое место возведенные уже технологические комплексы и т. д. Примером этого являются Волчанские карьеры № 3, 4, Веселовский, Гороблагодатский и др.

Одной из первоочередных мер по борьбе с оползнями является соответствующая планировка прибортовой зоны карьеров, позволяющая организовать прием и отвод поверхностных вод за их пределы и перепуск скапливаемой воды на площадках уступов к водосборникам для последующей ее откачки из карьеров.

Эффективным способом отвода скапливаемых на площадках уступов вод и дренажа пород, слагающих борта карьера, является шелевое водопонижение [88]. Для этого на нижних горизонтах по профилям вкострости простираются уступов станками СБШ-250 бурят скважины глубиной 15—20 м через 6—8 м друг от друга и взрывают котловыми зарядами. В результате взрывов образуется направленная щель с максимальным раскрытием в нижней и минимальным в верхней частях скважины по высоте. Щель является подземным водоводом, перехватывающим разобщенные водоносные горизонты. Уклон такого водотока обеспечивается разностью геодезических отметок горизонтов. Вода скапливается в водосборниках на дне карьера, а затем откачивается за его пределы.

Метод шелеобразования по технологии проще, чем водопонижение опережающими фланговыми скважинами, и значительно эффективнее, поскольку в этом случае бурят один ряд скважин.

Отвод подземных вод по искусственным щелям уменьшает их приток на необводненные ранее участки, сокращается зона разупрочняющего воздействия на породы бортов карьеров, уменьшаются объемы призыва обрушения, и при этом материальные затраты на дренаж по сравнению с затратами на возможные методы осушения минимальны. Дренаж может быть осуществлен как в рыхлых, так и полускальных и скальных породах. В глинистых породах (глинистые песчаники, алевролиты, аргиллиты) этот метод эффективен лишь из первой стадии, а потом происходит заиливание образующихся пустот глинистым материалом.

Накопленные данные по методам и способам дренажирования пород на карьерах, а также по эффективности применяемых мер показывают, что при проектировании глубоких и сверхглубоких карьеров возникают некоторые специфические условия по организации дренажа. Эти специфические особенности, как отмечается в работах [45, 78, 99], связаны со следующими факторами.

С понижением глубины залегания пород их влажность и водопроницаемость уменьшаются. Наиболее обводненными являются породы верхних горизонтов. В соответствии с этим целесообразно осушение верхних горизонтов и обособленное осушение нижних, где более предпочтительно открытое дренажирование.

С углублением горных работ по бортам карьеров вскрываются несколько водоносных горизонтов, а поэтому может быть создано несколько дренажных этажей, а не только двух основных. Значительные напоры подземных вод могут сохраняться в водоносных породах, окружающих глубокие карьеры, они влияют на устойчивость уступов и бортов карьеров по-разному. В связи с этим возникает необходимость своевременного и достаточного дренажирования подстилающих пород за проектными контурами погашения карьеров. Также требуется учитывать, что один и те же водоносные слои пород могут пересекаться по горизонтали выработками несколько раз, в связи с чем может произойти при неграмотной организации водоотлива перекачивание вод через сильно проницаемые слои пород с верхних горизонтов обратно.

Для глубоких карьеров необходима организация соответствующих дренажных систем непосредственно из карьера (находящих стволы, штреки и т. д.). На основании инженерно-геологических условий и классификации, приведенной в работе [45], выделяются следующие основные типы месторождений: месторождения, где вскрываемые верхние горизонты пред-

ставлены слоистой толщей рыхлых осадочных отложений. К ним относятся Соколово-Сарбжедения Курской магнитной аномалии, Горболагдатское, месторождения Курской магнитной аномалии и т. д. При осушении рыхлых пород этих месторождений внимание должно быть уделено горизонтальному прибортовому дренированию, самотечным системам, водопонижительным скважинам, а в отдельных случаях могут быть использованы и подземные горные выработки.

На горизонтах, сложенных песчано-глинистыми породами, хорошо фильтрующими воду, целесообразно вертикальные водопонижительные скважины заменить горизонтальными и использовать их в сочетании с открытым дренированием.

Кроме того, целесообразно соответствующее ведение экскаваторных работ, обеспечивающее более полное вскрытие обводненных горизонтов и предотвращающее опливание уступов [78].

Месторождения, представленные слоистым комплексом пород, например аргиллитами, алевродитами, песчаниками и др. К ним относятся Экибастузское, Куу-Чекинское, Майкубеньское и другие угольные месторождения, Златоуст-Беловское медноурдовое месторождение и т. д. Для осушения пород этих месторождений, учитывая их сравнительно малую обводненность в условиях Казахстана, основное внимание должно быть уделено дренированию с помощью подземных горных выработок с поглощающими и водоспускными скважинами. Горные выработки могут быть расположены в несколько ярусов. Водопонижительные скважины целесообразны, если фильтрация пород более 5 м/сут.

На месторождениях, представленных полускальными и скальными трещиноватыми породами, когда сверху покровные отложения отсутствуют или очень незначительны по мощности (Карагайлинское, Саякское и другие месторождения), водообильность пород связана с зонами разломов, степенью трещиноватости пород, карстами. Здесь основным видом осушения следует считать открытый дренаж. Водопонижительные скважины целесообразны в районах закарстованности пород;

для месторождений комбинированных, являющихся сочетанием указанных выше типов, где верхние горизонты представлены рыхлыми отложениями, а нижние — полускальными в скальными породами, дренажные системы также должны носить комбинированный характер.

2.2. ОТРАБОТКА ПРИКОНТУРНЫХ ЛЕНТ И ЗАОТКОСКА УСТУПОВ В СКАЛЬНЫХ ТРЕЩИНОВАТЫХ ПОРОДАХ НА ПРОЕКТНОМ КОНТУРЕ БОРТА КАРЬЕРА

Оформление приконтурных уступов в скальном трещиноватом массиве ведется обычно с помощью буровзрывных работ

в мягких глинисто-песчаных или выветрелых породах, покрывающих скальный массив, оформление уступов осуществляется экскаваторами.

Ниже приводятся опытные и промышленные работы, выполненные на некоторых карьерах Казахстана. При решении практических вопросов постановки уступов в проектном контуре используются результаты исследований и обобщений по определению свойств пород и их структурно-тектонических особенностей, ведения буровзрывных работ и их качественного и количественного влияния на разрушаемость пород в приконтурной зоне.

Заоткоска уступов под проектными углами может вестись по следующим технологическим схемам:

предварительное шелобразование на предельном контуре карьера наклонными скважинами на высоту одного или нескольких уступов;

применение однорядных наклонных заоткосных скважин по проектному контуру на всю высоту уступа при выемке последней заходки в приконтурной полосе;

двурядные наклонные скважины на всю высоту уступа;

сочетание наклонных глубоких и вспомогательных коротких скважин;

сочетание наклонных глубоких и вспомогательных вертикальных коротких скважин;

оформление верхней части уступа, поставленного в проектный контур, короткими наклонными скважинами;

заоткоска вертикальными короткими скважинами;

однорядные вертикальные скважины на всю высоту уступа.

При дальнейшем развитии науки и техники не исключена возможность заоткоски уступов посредством прожигания пород по проектному контуру под расчетными углами их наклона.

Обобщающие технологические схемы по заоткоске уступов по проектному контуру и параметры буровзрывных работ применительно для условий карьера Саяк-1 приведены в табл. 36.

В.2.1. Предварительное шелобразование

Заоткоска уступов с использованием схемы предварительного шелобразования к настоящему времени получила широкое распространение на ряде рудных карьеров и в гидротехническом строительстве.

Созданная в массиве пород щель является экраном для отражения ударных волн при промышленных взрывах.

Исследование влияния предварительного шелобразования на напряженное состояние горных пород в промышленных условиях довольно затруднительно, поскольку проведение экспериментов требует больших материальных затрат и длительного времени

Пометка на рисунке	Наименование скала	Угол наклона поверхности к горизонту, градус	Глубина скального угступа, м	Диаметр скального угступа, мм	Расстояние от поверхности скалы до центра, мм	Высота измерения по шкале, мм	Тип ИВ	Число рас- пределе- ний в скальном угступе
I	Щеугольчатые Зеленосланцы	70	17	243	2; 2,5; 3	25, 35, 45	Патрироновское	6, 9, 12
II	Орбидные Зеленосланцы	70	17,5	243	2; 2,5; 3	45, 60, 75	Россланское	6, 8, 10
III	Орбидные Зеленосланцы	90	17,5	243	6	360	»	2
IV	Орбидные Зеленосланцы	70	17	243	2; 2,5; 3	75, 95, 110	»	4
V	Везувитовые Орбидные Зеленосланцы	70	17	243	2; 2,5; 3	270	Патрироновское	4
VI	Орбидные Зеленосланцы	50	18	243	2; 2,5; 3	60, 75, 90	Россланское	5
VII	Орбидные Зеленосланцы	90	17,5	243	6	60	»	2
VIII	Орбидные Зеленосланцы	90	18	243	2; 2,5; 3	410	Патрироновское	5
	Везувитовые Орбидные Зеленосланцы	90	6	243	6	50, 62, 75	Россланское	1
	Орбидные Зеленосланцы	90	17,5	243	6	440	То же	2
	Орбидные Зеленосланцы	50	12	243	2; 2,5; 3	60, 70, 90	»	3
	Орбидные Зеленосланцы	90	5	243	3	30	»	1
	»	90	9,5	243	3	65	»	2
	»	90	17,5	243	6	400	»	2
	Орбидные Зеленосланцы	90	17,5	243	3	200	»	4

мени. В связи с этим институтами ВНОГЕМ и КарПИ проводились лабораторные испытания на моделях из оптически активных материалов с целью выбора наиболее оптимальных схем заостроси, а также изучения влияния глубины щели на распределение напряжений в массиве и взрываеом блоке [108].

Модели, изготовленные из игдантинна по технологии ИГД им. А. А. Скочинского для условий плоской деформации, позволили выяснить влияние щели на напряженное состояние массива имитированных моделью горных пород в двух состояниях: без щели и с щелью различной глубины. Изменение характера и величины распределения максимальных касательных напряжений исследовалось в статике как отдельные фрагменты τ_{\max} от давления газов при взрыве через короткие промежутки времени путем сопоставления моделей в разных условиях. Исходными данными для анализа напряженного состояния пород в откосах служили цветные фотографии изохром, на основании которых построены изолинии касательных напряжений.

Моделирование проведено применительно к технологии ведения работ на карьерах Донского хромитового рудоуправления. Всего было изготовлено и отработано 59 моделей по девяти вариантам. Изменение касательных напряжений при взрывах без щели и со щелью различной глубины при давлении $P = 0,7 \cdot 10^5$ Па показано на рис. 66.

Наличие щели (как и другой поверхности ослабления) обуславливает разрыв изолиний напряжений. Массив горных пород и блок, отсеченный щелью, находится после взрыва в разных не взаимосвязанных напряженных состояниях. Щель

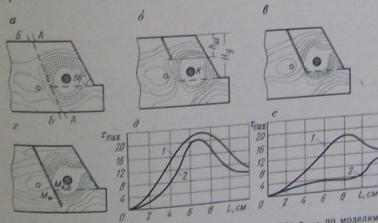


Рис. 66. Распределение τ_{\max} по моделям: а — без предварительной щели; б — при высоте щели $H = 0,5H_0$ (угступ); в — $H_{\text{щ}} = H_0$; г — $H_{\text{щ}} = 1,4H_0$; д — значения τ_{\max} без предварительной щели; е — то же с предварительной щелью (модель); 1 — со стороны откоса (сечение А-А); 2 — со стороны заостроси (сечение Б-Б); К — взрывная плоскость контурной части (сечение Б-Б)

практически служит экраном, о который гасятся изохромы напряжений. Касательные напряжения τ_{max} за щелью в 4—5 раз меньше, чем в блоке.

В процессе испытаний моделей уступов давление во взрывной полости повышалось до $P = (1,0—1,1) \cdot 10^5$ Па, при этом блок разрушался и отчетливо наблюдались изохромы главных напряжений σ_1 и σ_2 . Наибольшее главное напряжение направлено в сторону выработки по линии наименьшего сопротивления, а σ_2 — перпендикулярно ему. За экранирующей щелью трещины и разрушений массива не наблюдается.

Проведенные исследования убедительно показали все основные преимущества предварительного щелеобразования как основной меры по сохранению повышенной прочности пород в районе стационарных бортов карьеров.

Сущность создания предварительной щели (рис. 67, см. схему I табл. 36) состоит в том, что за зоной остаточных деформаций по линии предельного контура уступов бурятся наклонные скважины, расположенные друг от друга на небольшом расстоянии. Скважины заряжаются уменьшенными расщедоточенными зарядами каждая или через одну и взрываются одновременно. Для создания общего отрыва породы по заданному направлению в стенках пробуренных скважин целесообразны вертикальные диаметрально противоположные пропилы, служащие направляющими.

Предварительное щелеобразование (гладкое взрывание) в широких масштабах начало применяться уже с 1954 г. при сооружении выемок различного назначения.

Применение этого способа связано с необходимостью сохранения дорогостоящих сооружений на длительный период их эксплуатации. В горном деле этим методом ведутся работы по отбойке маломощных руд с целью снижения потерь и разубоживания, при проходке капитальных выработок для выдерживания нужной формы поперечных сечений и т. д. Метод предварительного щелеобразования применяется институтом УНИИПромедь при оформлении откосов уступов на ряде карьеров Урала. Аналогичные работы начиная с 1966 г. проводятся КарПИ на карьерах Казахстана. В основу положено районирование бортов карьеров по степени их устойчивости. Для проведения промышленно-экспериментальных работ по заоткоске бортов карьера выбираются участки с неблагоприятными структурно-тектоническими особенностями горного массива.

На Коунрадском карьере предварительное щелеобразование велось в кварцитах по эффузивным породам, являющимся основными породами месторождения. Эти породы разбиты трещинами на отдельные структурные блоки со средними размерами $1,5 \times 2,5 \times 1,5$ м. По степени взрываемости они отнесены к средне- и трудновзрываемым. Ширина приконтурной полосы

на уступе при проведении эксперимента колебалась от 35 до 80 м, высота уступа — 15—20 м. Станками СБМК-5 бурились по проектному контуру скважины диаметром 110 мм на глубину 19—20 м под расчетными углами 55—60°. Расстояние между скважинами принималось 1,3—1,5 м. Часть скважин заряжалась россыпным аммонитом № 10, а другая — россыпным аммонитом в сочетании с патронированным ВВ. Для создания щели по всей высоте откоса заряды в скважинах расщедоточивались. Величина забойки колебалась от 2,5 до 3,5 м. После взрывания скважин экранирующего ряда порода со стороны забоя была приподнята на высоту до 1 м,

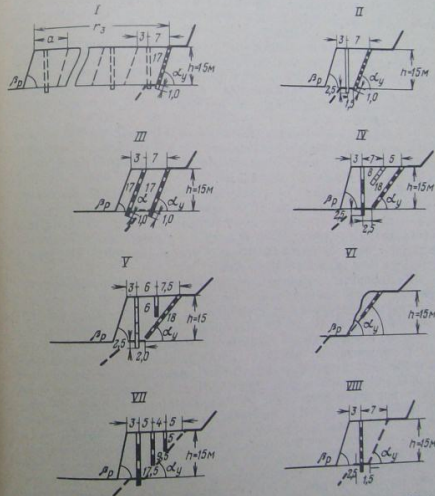


Рис. 67. Технологические схемы заоткоски 15-метровых уступов I—VIII (к табл. 36)

а по проектному контуру образовалась воронкообразная канава шириной 0,2—0,3 м в верхней части и глубиной 0,3—0,4 м. За обрезной щелью видимых заколов пород после взрыва не наблюдалось. Величина заряда в скважинах при щелеобразовании на 1 м скважины определялась расчетом.

Участок уступа между созданной экранирующей щелью и бровкой уступа обрабатывался обычным методом по сетке 7×7 м, скважины взрывались с замедлением между рядами 30 м. Инструментальными съемками и визуальным обследованием установлено, что угол наклона стационарного уступа соответствует проектному, поверхность откоса уступа ровная, видны следы экранирующего ряда скважин, величина заряда ВВ при этом составляла 1,8—2,0 кг на 1 м скважины. Там, где заряд был более 2,5—3,5 кг, следы скважин по откосам уступа уже не наблюдались.

Для определения оптимальной сетки экранирующего ряда скважин расстояние между ними изменялось от 1,3 до 4,5 м. При увеличенных расстояниях между скважинами имели место порог, появились заколы за взрывной экранирующей щелью, чего не наблюдалось при расстояниях между ними до 1,5—2,0 м.

Исследования на Коуирадском карьере также показали, что предварительное щелеобразование дает наиболее хорошие результаты в условиях крупнооблочного строения горного массива (размеры блоков более 1,5 м).

Пространственная ориентировка систем трещин оказывает существенное влияние на эффективность применения рассматриваемой схемы. Наиболее качественная щель получается при расположении контурных скважин параллельно основной системе трещин и пробуренных под углом наклона, не превышающим угла наклона этой системы.

При принятых параметрах буровзрывных работ предварительная щель должна быть создана до подхода уступа к проектному контуру на расстояниях по карьерам: Карагайлинский—50—55 м, Саяк-1—45—50 м, Малый Куйбасский—35—40 м. В практике же таких по размерам площадок на уступах в приконтурных зонах часто не имеется, да и проектами разработки месторождений не всегда они предусматриваются. Например, ширина приконтурной полосы для постановки уступа в проектное положение на Карагайлинском карьере предусмотрена 20 м. Для предотвращения сейсмического воздействия взрывов на законтурный массив горных пород такие размеры приконтурной полосы недостаточны. Предварительную щель целесообразно создавать в зоне нетронутого массива, еще не подвергнувшегося сейсмическому воздействию и не имеющего остаточных деформаций от предыдущих взрывов. В этом случае можно ожидать наибольшего эффекта от использования схемы с предварительным щелеобразованием. Создание же

предварительной щели в разрушенной или частично разрушенной зоне горных пород в значительной мере снижает эффективность этого в принципе перспективного метода.

Согласно данным промышленно-экспериментальных работ число рядов отбойных вертикальных скважин при отработке щей щели может быть доведено до 3—5, при этом особых разрывных действий при их взрывании за пределами экрана не наблюдается.

Исследования также показали, что экранирующая щель может быть создана наклонными скважинами увеличенного диаметра. На карьерах Карагайлинском, Саяк-1 такая работа выполнялась бурными станками СБШ-250, и там, где удельный расход ВВ был принят правильно и выдерживалось равным, видны были следы скважин, и массив не получался ровным, части уступа при взрыве не получал разрушений.

Правильный выбор расстояния между наклонными скважинами во многом определяет качество щелеобразования. Для конкретных горно-геологических условий это расстояние является функцией физико-механических свойств горных пород, их структурно-тектонических особенностей, величины заряда в скважине и глубины скважины. На карьере Северном Донского хромитового месторождения предварительное щелеобразование было сделано на участках с общим фронтом работ 350 м. Апробировались варианты, когда расстояние между скважинами составляло 1,5; 2,0; 2,5; 3,0 м и величина заряда в скважине диаметром 110 мм—8—14 кг.

Инструментальные и визуальные наблюдения показали, что в рыхлых породах наиболее качественная заоткоска уступа достигается при условии, когда расстояние между скважинами 2,5 м, а величина заряда в скважине—8—9 кг. В скальных породах соответственно 2,0 м и 10—11 кг. Число воздушных промежутков 6—7 во всех случаях. Заряд ВВ—патронированный аммонит № 6 ЖВ. В этом случае зона остаточных деформаций за проектным контуром практически отсутствует, откос ровный со следами скважин.

На всех карьерах, где заоткоска уступа ведется наклонными скважинами, по откосам наблюдается непараллельность пробуренных скважин, что обуславливает неровности по откосам уступа. Если забуривание наклонных скважин сравнительно легко производить и контролировать, то их забои не всегда попадают в намеченное место при постоянных их длине и угле наклона. В результате забои соседних наклонных скважин расходятся или сходятся на значительные расстояния, что затрудняет управление взрывными работами. Основной причиной этого является то, что буровой станок при забуривании каждой последующей скважины не всегда устанавливается перпендикулярно

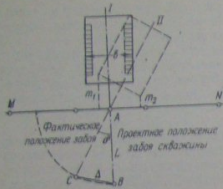


Рис. 68. Схема к определению отклонения скважины при бурении

сместившись на величину Δ , равную

$$\Delta = 2l_{\text{свв}} \cos \alpha_{\text{свв}} \sin \frac{\delta}{2}. \quad (241)$$

Приняв расстояние от ближайших углов корпуса бурового станка до линии скважины m_1 и m_2 , а ширину корпуса равной B , то при расположении станка перпендикулярно к линии скважины будет $m_1 = m_2$, а разность этих величин по абсолютному их значению, характеризующая неперпендикулярность станка, определится как $|m_1 - m_2| = b \sin \delta$, откуда

$$|m_1 - m_2| = b \sin 2 \arcsin \frac{\Delta}{2l_{\text{свв}} \cos \alpha_{\text{свв}}}. \quad (242)$$

Поскольку две соседние скважины в худшем варианте могут сблизиться друг с другом, то в пределе должно быть

$$|m_1 - m_2|_{\text{прод}} = \frac{b}{2} \sin 2 \arcsin \frac{\Delta}{2l_{\text{свв}} \cos \alpha_{\text{свв}}}. \quad (243)$$

Формула (243) позволяет, при известных b , $l_{\text{свв}}$, $\alpha_{\text{свв}}$ и задавшись величиной допустимого расхождения или схождения скважин Δ , определять $|m_1 - m_2|$. Величины m_1 и m_2 могут быть замерены рулеткой или с помощью изготовленного деревянного шаблона.

При отклонении бурового станка от перпендикуляра к линии скважины до 10° можно считать, что $\sin \delta \approx \frac{\Delta}{l_{\text{свв}} \cos \alpha_{\text{свв}}}$.

Тогда

$$|m_1 - m_2|_{\text{прод}} \approx \frac{b\Delta}{2l_{\text{свв}} \cos \alpha_{\text{свв}}}. \quad (244)$$

лярно к общему направлению скважины, а также возможен крен станка по этой линии (рис. 68).

При перпендикулярном расположении бурового станка (положение I) к линии MN проектное расположение скважины длиной $l_{\text{свв}}$ с углом ее наклона $\alpha_{\text{свв}}$ должно быть в точке B. Если буровой станок отклонен от правильного положения на некоторый угол δ (положение II), то фактическое положение забоя скважины будет в точке C,

Например, при $b=4$ м; $l_{\text{свв}}=30$ м; $\alpha_{\text{свв}}=70^\circ$ и $\Delta=\pm 0,5$ м $|m_1 - m_2|_{\text{прод}}=10$ см, а при $\Delta=\pm 0,1$ м $|m_1 - m_2|_{\text{прод}} \approx 2$ см. Практически величина расхождения в проектом и фактическом положениях скважины должна быть не более 0,25—0,30 м.

V.2.2. Заоткоска уступов в зоне остаточных деформаций

Заоткоска уступов с односторонним расположением наклонных скважин по проектному контуру с дополнительным бурением отбойных и вспомогательных коротких вертикальных бурением скважин производилась по схемам II—V (см. рис. 67, табл. 36) при отработке последней заходки приконтурной полосы в зоне влияния остаточных деформаций. Результаты опытно-промышленных работ следующие.

На карьере Коуирадском (схема II) наклонные скважины диаметром 110 мм бурились на расстоянии 3—4 м друг от друга на глубину 10—20 м под расчетным углом наклона уступа. Скважины заряжались россыпным аммонитом № 10 и взрывались с замедлением в обратном порядке, т. е. первыми — контурные и вторыми — отбойные. В результате проведенного эксперимента получены следующие данные: угол наклона стационарного уступа близок к расчетному, поверхность откоса недостаточно ровная, следов скважин не видно, но и дополнительных заволов за линией контура не наблюдалось.

На карьерах Карагайлинском и Коурадском апробирована схема III, по которой на участке бурили один ряд вертикальных отбойных скважин и два ряда наклонных скважин, из которых один пробурен по контуру. При этом использовались старые СБШ-250. Расстояние между контурными наклонными скважинами 3—4 м, наклонными и вертикальными отбойными — 7 м. Первый ряд наклонных скважин располагался от основного вертикального на расстоянии 12 м. Глубина заоткосового вертикального на высоте уступа, равной 15 м. Величина заряда для скважин была определена с учетом коэффициента трещиноватости, удельный расход ВВ составил 0,39—0,40 кг/м³, как обеспечивающий минимальное разрушение пород в законтурной части. Заряды в скважинах при производстве возделано-экспериментальных взрывов были рассредоточены воздушными промежутками, взрывание — короткозамедленное через 35 мс последовательно от обнаженной поверхности к проектному контуру.

При принятых параметрах и порядке ведения взрывных работ по указанной схеме результаты экспериментальных взрывов следующие: заволы по верхней площадке проследивались на расстоянии 1,0—1,5 м за проектным контуром откоса, после-

дующая оборка верхней части уступа захватывает зону видимых трещин, поверхность скважины последнего заоткосного ряда. Следы наклонных скважин последнего заоткосного ряда. Гранулометрический состав взорванной породы примерно одинаков, как и при обычных методах работ.

По схеме IV наклонные скважины второго отбойного ряда приняты укороченными. Скважины глубиной 17 м бурились станком СБШ-250 под расчетным углом наклона, равным 60°. Заоткосные скважины были пробурены без перебура и расположились на расстоянии 1,5—2,0 м от проектного контура, вынесенного в натуру. Расстояние между этими скважинами соответственно их диаметру равнялось 3—4 м. Использовались соответственно наклонные скважины для дополнительного дробления верхней части отрываемого массива.

Сетка бурения вертикальных скважин составляла 7×7 м как наиболее оптимальная для дробления горного массива в данных условиях. Все скважины заряжались россыпным аммонитом 6ЖВ и гранулитом АС-8. Заряд в контурных скважинах общей массой 200 кг рассредоточивался воздушными промежутками; величина заряда ВВ в коротких вспомогательных скважинах—40 кг. Удельный расход ВВ составил 0,50 кг/м³. Взрывание велось детонирующим шнуром ДШ с замедлением 35 мс как при прямом, так и при обратном порядке взрывания.

При обратном порядке первоначально взрываются заоткосные скважины. Такой порядок взрывания имеет своей целью в какой-то мере создать экранирующую зону в массиве для отражения ударной волны при взрыве основных вертикальных скважин. При прямом порядке вначале взрывается ряд вертикальных основных скважин, а затем с соответствующим замедлением — заоткосный ряд.

Для оценки проводимых взрывных работ по принятым схемам взрывания скважин были заложены специальные наблюдательные станции в виде профильных линий. Инструментальные маркшейдерские съемки уступа до взрыва и после взрыва и отгрузки взорванной породы, а также результаты наблюдений за деформированием законтурной части массива показали, что в зоне остаточных деформаций обратный порядок взрывания дает худшие результаты по сравнению с прямым. Разрушающее действие взрыва на законтурный массив борта карьера при прямом порядке взрывания сказывается меньше (табл. 37). Надо полагать, что при обратном порядке взрывания не создается в ранее нарушенном массиве экранирующей щели с заданными параметрами. Действуя в зажатой среде, энергия взрыва контурного заряда скважин разрушает на некотором удалении от себя естественный экран, представленный плоскостями продольных согласно падающих с откосом систем трещин большого протяжения.

Таблица 37
Сравнительные данные экспериментальных взрывов

Деформирование массива	Порядок взрывания рядов скважин	
	обратный	прямой
Зона заколов, м	4,0	2,8
Зона остаточных деформаций, м	10,0	7,0
Величина максимальных вертикальных смещений массива пород, м	0,086	0,078
Состояние поверхности откоса	Следы контурных скважин нет. Откос неровный	Видны следы всех скважин. Поверхность ровная. Проектный угол откоса соответствует фактическому

Данные табл. 37 говорят о целесообразности в таких условиях прямого способа взрывания рядов скважин. Следы заоткосных скважин свидетельствуют об устойчивости откоса уступа. Однако при этом необходимо иметь в виду, что верхняя часть уступа, ранее оказавшаяся в зоне перебура при отработке верхнего уступа, требует обorkи. Размеры зоны заколов на верхней площадке уступа могут быть снижены путем подбора заряда ВВ оптимальной величины для скважин. В данном случае величина заряда ВВ была завышена.

На одном из участков Коунрадского карьера опробовалась схема V (см. рис. 67, табл. 36). Расстояние между наклонными заоткосными скважинами малого диаметра (110 мм) было увеличено до 4—5 м. Для обеспечения рыхления образуемого клина между вертикальным и заоткосным рядами пробурен дополнительный ряд коротких вертикальных скважин. Отбойные вертикальные скважины бурились через 7 м друг от друга, заряжались россыпным аммонитом № 10, заряд рассредоточенный. Количество ВВ в наклонных и коротких вертикальных скважинах принималось 80—85 кг. Взрывание велось короткозамедленным способом с замедлением 35 мс. Здесь практически была применена схема II с несущественными изменениями, но результаты эксперимента оказались нищими: фактический угол откоса уступа на экспериментальном участке соответствует расчетному, поверхность уступа неровная, имеют место нависы породы, заколов за проектным контуром после взрыва не наблюдалось. Приведенные данные говорят о том, что расстояние между заоткосными скважинами и величина заряда ВВ должны быть приняты соответственно их диаметрам.

Применение одного ряда заоткосных наклонных, а также и одиночных скважин (см. табл. 36, рис. 67, схема VI) целесообразно для придания откосам уступов проектных углов наклона, меньших, чем фактические.

Заоткоска уступов на проектном контуре вертикальными скважинами (см. табл. 36, рис. 67, схемы VII и VIII) в некоторой степени обеспечивает приданный откос угол наклона, но, как правило, откос бывает неровный, требует последующей обorkи. Эти схемы предусматривают практически экскаваторную заоткоску уступов, они не обеспечивают повышения длительной устойчивости стационарных откосов по сравнению с применением других технологических схем ведения буровзрывных работ по заоткоске уступов.

Для выбора оптимальных способов заоткоски уступов посредством буровзрывных работ были опробованы на карьерах схемы, в которых предусматривалась увеличенная ширина взрываемого блока, т. е. когда она больше ширины экскаваторной заходки. При этом использовались 2—3 и более рядов отбойных скважин. Результаты получены в большинстве своем неудовлетворительные: откос неровный, верхняя часть уступа сильно разбита, за линией проектного контура на расстоянии 2,5—4,0 м наблюдались заколы, и вспучивание пород иногда достигало 1 м. Стационарные уступы после отгрузки взорванной массы были неустойчивыми. При использовании этих схем удовлетворительные результаты могут быть получены, если заоткоска ведется по согласно падающим с откосом трещинам большого протяжения.

У.З. СДВАИВАНИЕ УСТУПОВ НА ПРОЕКТНОМ КОНТУРЕ

Техническими проектами разработки месторождений в ряде случаев рекомендуется сдвигание и стравливание стационарных уступов на проектном контуре, применяя при этом специальные методы ведения горных и буровзрывных работ с целью обеспечения длительной устойчивости уступов и бортов карьеров. На горных предприятиях, как показывает практика, эти вопросы решаются в зависимости от имеющегося у них горнотранспортного и бурового оборудования. Постановка уступов в проектный контур путем соединения нескольких уступов в один откос без наличия соответствующих для этого технических средств практически невозможна, или работы выполняются в таком виде, что не обеспечивают длительную устойчивость высоких уступов. Кроме того, на практике иногда встает вопрос о целесообразности таких работ, обусловленный, с одной стороны, отсутствием технических средств для выполнения заоткоски, с другой, — фактическим состоянием уступов и бортов отработанных карьеров.

Опыт показывает, что устойчивость бортов карьеров в одних и тех же горно-геологических условиях и при одном и том же угле наклона неодинакова.

Сдвигание и стравливание уступов на проектном контуре могут быть выполнены: путем предварительного шелееобразования на общую высоту откоса; раздельной выемкой уступов в сочетании с наклонными и вертикальными скважинами при оформлении их под один общий откос на проектном контуре; мощью экскаваторов, разделяя уступы на проектном контуре; геогические схемы по сдвиганию 15-метровых на подступы. Технологические схемы буровзрывных работ, разработанные применительно для карьера Саяк-1, приведены в табл. 38.

В скальных породах откосы сдвигаемых уступов без оставления брем безопасности качественно могут быть оформлены посредством предварительного шелееобразования. Наилучшим вариантом, как показали промышленно-экспериментальные работы, является схема I (рис. 69, см. табл. 38), когда шель создается за пределами зоны остаточных деформаций сразу для обоих уступов скважинами малого диаметра (105—

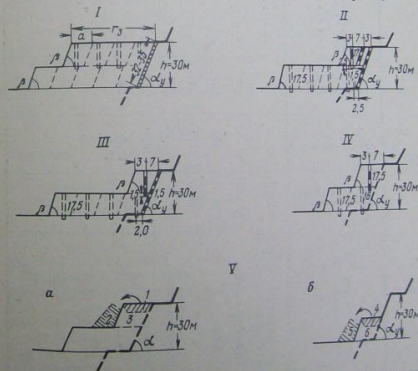


Рис. 69. Технологические схемы заоткоски уступов при их сдвигании: I—IV — при помощи наклонных и вертикальных скважин (к табл. 38); V — экскаваторная заоткоска уступов

Сдваивание уступов на проектном контуре

Идентификация скважины	Назначение скважины	Угол наклона скважины α , град.	Длина скважины L , м	Диаметр скважины D , мм	Расстояние между скважинами b , м	Величина заряда Q , кг	Тип ВВ	Число расщеплений в скважине
I	Шелеобразовалие сдвоенную высоту уступа	60—65	32—35	243	2; 2,5; 3	50, 70, 90	Патронированное	8, 10, 12
II	Шелеобразовалие	60—65	32—35	243	2; 2,5; 3	75, 95, 110	Патронированное	8, 10, 12
	Отбойные	60—65	17	243	6	100	Россыльное	3
III	Шелеобразовалие	90	17,5	243	6	420	»	2
	Отбойные	60—65	32—35	243	2; 2,5; 3	50, 70, 90	Патронированное	7, 9, 12
IV	Отбойные	90	16,5	243	6	420	Россыльное	2
	»	90	17,5—16,5	243	7×7	420	»	2

110 мм), пробуренных без перебура по проектному контуру на расстоянии 1,5—2,5 м друг от друга. При использовании скважин большого диаметра (200—250 мм) расстояние между ними в ряду может быть увеличено до 3—4 м.

При малой ширине рабочей площадки верхнего сдваиваемого уступа (схемы II, III на рис. 69, см. табл. 38) шелеобразование наиболее эффективно для нижнего, поскольку породы верхнего уступа уже имеют остаточные деформации вследствие предыдущих промышленных взрывов; образованная экранящая щель в таких условиях малоэффективна.

Схема III апробирована в производственных условиях на карьере Саяк-1. Заоткоска велась при следующих параметрах на буровзрывных работ: диаметр скважин—243 мм, расстояние между ними по проектному контуру—2,5 м, угол наклона—65°, глубина—27—29 м, величина заряда в скважине—50 кг, число рассредоточений заряда—9, взрывание—короткозамедленно.

В результате применения схемы III в промышленных условиях получены следующие данные: откос 30-метрового уступа ровный, видны следы заоткосных скважин, заколов на верхней площадке сдвоенного уступа не наблюдается, но нижняя часть уступа из-за недостаточной глубины заоткосного ряда скважин имеет пороги. Схемы I, II, III—это лучшие варианты для придания сдваиваемым уступам нужных откосов, но применение этих схем требует специального высокопроизводительного оборудования, достаточной ширины рабочих площадок при подходе уступов к проектному контуру и своевременного выполнения работ по заоткоске.

На карьерах чаще всего сдваивание уступов ведется раздельно, без создания общей экраняющей щели. В этом случае заоткосные наклонные скважины по проектному контуру бурят на каждом уступе. Поскольку пробурить наклонные скважины для сдваиваемого нижнего уступа под один откос с верхним практически невозможно, то при этом неизбежно оставление бермы шириной 2—3 м.

Сдваивание нижнего уступа с помощью вертикальных скважин сильно разрушает приконтурные уступы, тем не менее на большинстве карьеров из-за отсутствия требуемого бурового оборудования используют этот способ. Исследования воздействия взрывов вертикальных скважин на массив при сдваивании уступов, выполненные на Карагайлинском карьере, дают следующие результаты (схема IV, рис. 69, табл. 38).

Величина отрыва пород по верхней площадке уступа устанавливалась по разности расстояний от реперов наблюдательной станции до скважин перед взрывом и до верхней бровки уступа после взрыва, когда взорванная горная масса оторвана. Кроме того, применялся и графический способ, когда по известным размерам отрыва на верхней площадке и углам

наклона откоса определялась величина отрыва по подошве уступа. Этот способ более прост, но менее точен в сравнении с первым.

Закономерности изменения величин отрыва горных пород определены в зависимости от структурных особенностей горного массива, величины перебуря скважин, удельного расхода ВВ и оптимальной при подходе к проектному контуру ширины экскаваторной заходки. Анализ полученных результатов показал, что величина отрыва пород во многом зависит от пространственной ориентировки поверхностной ослабления. При трещинах, падающих в сторону массива, отход минимален по верхней площадке и максимален по низу уступа. В районе верхней бровки наблюдаются нависы пород. При согласном падении систем трещин с поверхностью откоса отрыв происходит по этим же трещинам. Здесь картина обратная — максимальный отрыв на верхней площадке уступа и минимальный — на нижней.

В значительной мере на величину отрыва пород влияют удельный расход ВВ при производстве взрывов и величина перебуря скважин. По результатам экспериментальных работ на рис. 70 представлены графики, показывающие изменение величины отхода по верхней А и нижней В площадкам уступа при однорядном и двухрядном взрывании скважин.

При однорядном взрывании величина А уменьшается с расстоянием величины перебуря П (рис. 70, а), но при этом зна-

чение В (рис. 70, б), начиная с $\Pi = 2,5 - 3$ м, резко возрастает, что ведет к подработке уступа снизу. В связи с этим оптимальное значение величины перебуря при сдвигании уступов следует считать равным 2,0—2,5 м.

При двухрядном взрывании скважин величина А также изменяется в зависимости от величины перебуря скважин, но в меньшей мере. Численное значение А на 1,5—2,0 м больше, чем при однорядном взрывании.

Увеличение удельного расхода ВВ при взрывах, начиная с $q = 0,50$ кг/м³, ведет к резкому увеличению А, отход по нижней площадке В менее чувствителен к изменению q.

На карьере Коунрадском до его реконструкции при отработке приконтурных лент и постановке уступов в проектный контур с помощью буровзрывных работ и экскаваторной пералки и погрузки взорванной породы в подвижной состав была применена по сдвиганию уступов схема V. С помощью этой схемы было поставлено в проектный контур 3000 м уступов. Откосы таких высоких уступов выгодно отличались от тех, где не применялись вообще специальные способы заоткоски. Но применение этого способа заоткоски было вынужденным из-за отсутствия необходимого бурового оборудования и дало значительно худшие результаты, чем использование шелеобразования и других возможных схем. Заоткоска экскаватором выполнялась в несколько этапов. Верхний подступ посредством пералки пород делился еще на два подступа. Заоткоска каждого подступа производилась экскаватором посредством обрки откоса. По такой же схеме обрабатывался и нижний 15-метровый подступ.

При выполнении промышленно-экспериментальных работ на Коунрадском и Карагайлинском карьерах была определена стоимость ведения заоткосных работ на каждые 100 м по фронту уступа. При определении затрат учитывались кроме принятой длины уступа следующие показатели: ширина экскаваторных заходок, высота уступов, объем пералки породы, производительность экскаватора в смену, число смен, стоимость экскавации 1 м³ породы, диаметр скважин, расстояние между скважинами в ряду, глубина бурения скважин, их число, угол наклона скважины, объем буровых работ, стоимость бурения 1 м, количество ВВ на одну скважину, стоимость 1 кг ВВ.

Итоговые стоимостные данные по вариантам заоткоски уступов на 100 м по фронту горных работ приведены в табл. 39.

Из данных табл. 39 видно, что по затратам наиболее выгодна экскаваторная заоткоска уступов в проектный контур, а самым дорогим является создание предварительного шела. Однако предварительное шелеобразование обеспечивает хорошее качество оформления обнаженной поверхности приконтурных уступов при минимальном разрушении массива горных пород в законтурной части.

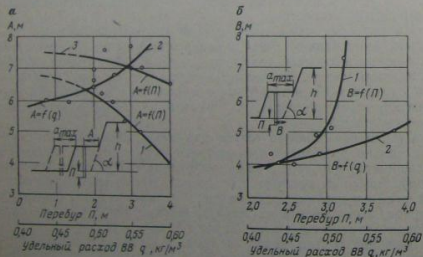


Рис. 70. Влияние параметров взрыва на подгнивание 15-метрового подступа по его:
а — верхней; б — нижней площадкам; 1, 2 — при однорядном взрывании вертикальных скважин; 3 — при двухрядном взрывании; A_{\max} — ширина заходки

Таблица 39
Технико-экономические показатели заоткоски уступов

Способы заоткоски	Карьер			
	Коурадский		Карагайлинский	
	Диаметр скважины, мм	Затраты на заоткоску, тыс. руб.	Диаметр скважины, мм	Затраты на заоткоску, тыс. руб.
Предварительное цеолеобразование	110	5,2	110	9,3
Однорядные наклонные скважины в верхней части уступа	110	2,0	110	3,9
Однорядные наклонные скважины на всю высоту уступа	—	—	243	4,0
Двухрядные наклонные скважины на всю высоту уступа	110	3,2	243	6,6
Сдвигание уступов наклонными скважинами	—	—	110	17,4
			243	7,5
Экскаваторная заоткоска	—	0,8	—	2,6

Заоткоску уступов в зависимости от структуры горного массива и горнотехнических условий целесообразно вести комбинированно, используя разные наиболее эффективные для данных условий методы. Такой анализ сделан для отдельных участков горных работ Карагайлинского карьера, который дал следующие результаты.

На рассматриваемом участке сдвигания уступов наблюдались преимущественно структурные блоки объемом до 1,5 м³. В этих условиях заоткоска целесообразна однорядными заоткосными скважинами. Стоимость работ по оформлению откосов на участке длиной 100 м составляет 1,2 тыс. руб. На другом участке работ средний размер структурных блоков 1,0 м³. Здесь целесообразен уже способ заоткоски наклонными скважинами. Стоимость работ составляет 3,8 тыс. руб. Нижний уступ на этом участке сложен породами, имеющими структурные блоки до 6 м³. Здесь необходимо предварительное цеолеобразование на всю высоту уступа скважинами малого диаметра. Стоимость заоткоски уступа протяженностью 100 м в этих условиях составляет 5,2 тыс. руб. На следующем участке, имеющем мелкоблочную структуру горного массива, сдвигание уступов и оформление их откосов целесообразно при помощи экскаваторов. Стоимость работ — 0,8 тыс. руб. На следующем участке имеются ярко выраженные плоскости согласно падающих с откосом трещин большого протяжения с углами, близкими к расчетным. В этих условиях не требуется никаких специальных работ.

Если взять всю длину рассматриваемого блока, включающего разные структурно-тектонические особенности горного массива, то общая стоимость работ по заоткоске комбинированным способом составит 16,2 тыс. руб. Если бы было применено только предварительное цеолеобразование, то затраты составили бы 33,1 тыс. руб. Ориентировочные подсчеты показывают, что при заоткоске 1000 м уступов, погашаемых на Карагайлинском карьере в год, экономия от применения комбинированного способа их заоткоски составит около 90 тыс. руб.

Исходным для решения вопросов отработки приконтурных лент и заоткоски уступов в предельном их положении является районирование бортов карьеров по физико-механическим свойствам пород и их структурным особенностям. Это общее положение для всех карьеров, оно позволяет правильно выбрать нужную схему расчета устойчивости уступов и наиболее эффективные схемы заоткоски.

VI. ДВУСТОРОННЯЯ РАЗРАБОТКА МУЛЬДОБРАЗНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Опыт работы карьеров показывает, что разработка мер борьбы с уже возникшими оползнями и определение в этих условиях наиболее целесообразных способов ведения горных работ являются важной, но не главной задачей решения общей проблемы по обеспечению устойчивости уступов и бортов карьеров. Главное здесь — это отыскание таких систем разработки и параметров горных и буровзрывных работ и систем дренажа пород, которые исключали бы вообще возникновение оползневых явлений. Поэтому борьба с оползнями должна быть начата задолго до их возникновения.

Решение этих задач должно быть в первую очередь дано в технических проектах разработки и при составлении перспективных и текущих планов развития горных работ, осваиваемых предприятиями в процессе эксплуатации месторождения. Почти на всех разрабатываемых месторождениях наблюдается, что на геолого-разведочные организации дают недостаточно полные данные о геологических и гидрогеологических особенностях месторождений, в результате чего проектирующие организации не имеют возможности в достаточной мере учесть все факторы, которые могут повлиять на возникновение оползней на карьерах. В связи с этим встает вопрос о целесообразности многостадийного проектирования.

На первой стадии на уровне проектного задания составляется проект на вскрытие месторождения и разработку нескольких верхних уступов карьера. В процессе строительства карьера и эксплуатации месторождения уточняются его геоло-

гия, структурно-тектонические особенности горного массива и накапливаются другие данные, позволяющие на второй стадии проектирования составить более обоснованно технический проект разработки.

При планировании и застройке территории, прилегающей к карьеру, возведении промышленных сооружений и т. д. целесообразно предусматривать некоторый резерв площади, поскольку окончательные контуры карьера по тем или иным причинам в дальнейшем могут измениться против первоначальных разработок.

Перспективными и текущими планами развития горных работ, составляемых на предприятиях на пятилетку, год, квартал, в значительной мере корректируются и детализируются составленные технические проекты. Известно, что планированию развития горных работ предшествует сбор всех необходимых геологических и гидрогеологических материалов, позволяющих произвести геометризацию структурно-тектонических особенностей месторождения для конкретных условий. Это предопределяет и систему дренажа, направление и параметры горных и буровзрывных работ и наиболее целесообразную для данных условий систему разработки, поскольку в горном массиве будут выявлены ослабленные зоны и поверхности, по которым возможна деформация пород.

Паспорта управления породными, угольными и рудными уступами, составленные для конкретного участка карьера, являются важным дополняющим и детализирующим документом общепринятого порядка ведения горных работ. В этих паспортах отражаются геологические и гидрогеологические особенности месторождения с указанием элементов залегания горных пород, угольных пластов и рудных тел; наиболее слабые контакты, неблагоприятные для ведения горных работ; участки, уже подверженные оползням; принятая система разработки, ее параметры; расчеты, связанные с определением размеров высоты уступов, углов их откоса, ширины берм и рабочих площадок; приведены величина развала пород при промышленных взрывах, расположение горнотранспортного оборудования; указаны способы дренирования пород, депрессионные кривые, ожидаемое водопонижение на планируемый период и другие детализирующие данные. В паспортах должны быть приведены также данные об углах наклона бортов карьера по условиям устойчивости слагающих его пород и по горнотехническим факторам.

Паспорта управления уступами представляют собой разрезы характерных мест разработки месторождения с необходимыми детализирующими данными в виде таблиц, расчетов, графиков. Такие паспорта позволяют найти правильные пути решения ряда задач горного дела, связанных с устойчивостью уступов и бортов карьеров. Используя их в практи-

ческой деятельности, удалось на ряде карьеров своевременно принять меры по предупреждению возникновения оползней и правильно организовать борьбу с уже возникшими оползнями. Примером этого могут быть уже отработанные карьеры Волчанского и Богословского месторождений Северного Урала.

В процессе разработки мультобразных угольных залежей Волчанского месторождения было установлено, что на ряде карьеров дальнейшее одностороннее ведение горных работ может привести к массовым оползням целых бортов на большом фронте горных работ. Для создания необходимого равновесия пород внутри синклинали были начаты горные работы с другого, противоположного крыла. Это позволило перераспределить силы давления по площади отработываемых полей, и Волчанские, а затем и Богословские угольные карьеры были отработаны без особых осложнений и с наибольшей эффективностью [70, 71, 80].

Промышленно-экспериментальные работы по двусторонней разработке месторождения на Волчанском карьере № 1 были начаты за 5 лет до подхода горных работ со стороны западного крыла к оси синклинали. По горно-геологическим условиям этого карьера двусторонняя разработка угольных пластов оказалась возможной только по фронту горных до 800 м. Проведение этих работ от крыльев синклинали к ее оси уравнило горный массив и создало дополнительный фронт по вскрыше и добыче угля, в результате чего был организован участок со своим технологическим комплексом.

Двусторонняя разработка Волчанского карьера № 1 определила систему ведения горных работ на Волчанском карьере № 4 по всему его фронту, где условия двусторонней разработки были более благоприятными и совершенно необходимыми. На этом карьере в связи с быстрым обводнением пород развитием горных работ в условиях сильной обводненности пород мезозойского возраста стали появляться первые признаки оползней противоположного восточного висячего борта. В лежачем же западном борту карьера оползневый участок имел протяженность до 1,5 км. Объем оползневых пород достигал 8—9 млн. м³. В этих условиях стало очевидным, что принятое проектом развитие горных работ приведет к еще более катящимся стратифическим результатам, оползням будут подвержены не только подстилающие породы противоположного крыла синклинали, но и вмещающие породы, включая угольный пласт мощностью 18—20 м. Проводимые в течение 2—3 лет на восточном борту горные работы позволили своевременно предупредить развитие оползневых явлений, лишь на некоторое время в южной замковой части карьера пришлось часть угольного пласта на время законсервировать за счет противоположных породных подпорных стенок, пока не были выполнены необходимые вскрышные работы на этом участке. Степень нагрузки

горных работ по площади карьера не была одинаковой, интенсивно велись работы там, где были наиболее опасные участки с точки зрения возможного появления оползней.

Опыт отработки Волчанских карьеров № 1 и 4 показал, что двустороннее ведение горных работ при разработке мутьдообразных залежей — это наиболее эффективный и единственный способ предупреждения и борьбы с оползнями; при одностороннем ведении горных работ неизбежно в этих условиях наступает момент, когда подрезанный снизу массив пород не выдерживает давления вышерасположенных масс и приходит в движение. Для того чтобы технически грамотно и своевременно делать перераспределение объемов в призмах упора и активного давления по бортам карьеров, требуются проверочные работы при составлении планов развития горных работ.

Наиболее простыми расчетами устойчивости откосов являются метод алгебраического сложения сил с определением коэффициента устойчивости возможного оползневого блока на разные периоды отработки, а также метод «оползневого давления», позволяющий установить согласно эпюрам границу на вертикальном разрезе равновесия массива, а при необходимости и определить объем пород для создания подпорных стенок в случае его подвижек.

Величина оползневого давления определяется по формуле

$$D_{\text{опл}} = P_n (\sin \delta_n - \text{tg } \varphi_p \cos \delta_n) - C_p l_n + D_{n-1} \cos (\delta_{n-1} - \delta_n), \quad (245)$$

где $D_{\text{опл}}$ — величина оползневого давления в последнем блоке с учетом реакции вышележащих расчетных блоков, т; P_n — масса блока 1 пог. м фронта работ, т; δ_n — угол наклона поверхности скольжения в блоке, градус; l_n — длина поверхности скольжения в блоке, м; C_p и φ_p — соответственно расчетные значения сцепления и угла внутреннего трения пород по поверхности скольжения, Па и градус; $D_{n-1} \cos (\delta_{n-1} - \delta_n)$ — величина давления вышележащих блоков на расчетный, Н.

Выполненные расчеты устойчивости откосов при средних прочностных характеристиках горных пород для карьера № 1 $C_p = 2 \cdot 10^4$ Па и $\varphi = 19^\circ$ и для карьера № 4 $C_p = 1 \cdot 10^4$ Па и $\varphi = 10^\circ$ на календарные сроки отработки месторождения позволили установить условия, при которых исключаются оползневые явления, и в соответствии с этим своевременно внести коррективы в проводимые горные работы. Оработка Волчанских карьеров № 1 и 4 произведена в середине синклиналией; схема отработки и сроки показаны на рис. 71.

В настоящее время по такой схеме разрабатывается ряд угольных месторождений в Казахстане, например, Куу-Чекинское месторождение, где прослеживается на вертикальных разрезах несколько синклиналией. Горные работы ведутся от крыльев к их оси. Практически по такой же схеме разрабатывается Экибастузское месторождение, представляющее собой

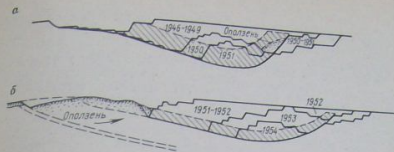


Рис. 71. Двусторонняя отработка Волчанских карьеров: а — № 1; б — № 4

мутлообразную залежь, размерами по простиранию 14,5 км и вкрест простирания пластов в наиболее ее широкой части — 6,5 км. Карьерные поля запроектированы по периметру этой синклинали и будут вести от выходов угольных пластов к ее середине. Такая раскройка шахтных полей обеспечивает более интенсивную разработку месторождения и крайне необходима по условиям устойчивости бортов карьеров, поскольку углы падения пластов на крыльях синклинали колеблются от 10—30 до 50—70° и выше.

В.5. О ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКАХ НА КАРЬЕРАХ

На ряде карьеров имели место случаи оставления под поверхность и внутрикарьерные промышленные сооружения специальных предохранительных целиков.

В отдельных случаях целики оставляют из-за несоответствия фактических углов наклона бортов карьеров в их предельном положении проектным данным, на основании которых построен технологический комплекс на поверхности. Сооружения оказываются в зоне влияния оползней. Такие случаи имели место на Волчанских карьерах № 1 и 4. Другой причиной оставления целиков было изменение глубины разработки, требующей дополнительного разноса бортов карьера, где расположены промышленные сооружения. В этих случаях, как это имело место на Коркинском карьере [73], временно оставались предохранительные целики под наиболее ответственные сооружения (стволы шахт, технологические комплексы и т. д.), сроки службы которых желательно было продлить.

Разработка некоторых месторождений ведется комбинированным способом: верхняя часть открытым способом, а нижняя — подземным. В этом случае вблизи проектного контура карьера располагаются вертикальные стволы шахт, пройденные из расчета, что проектное положение борта карьера в этом

районе будет устойчивым, и прisma охранного целика стала шахты и ее поверхностных сооружений не попадает в зону сдвижений [103].

В процессе ведения открытых горных работ уточняются структурно-тектонические особенности горных пород и их прочностные свойства и часто фактические данные отличаются от принятых в проекте, в результате чего возникают локальные оползни, борт карьера оказывается неустойчивым. В этом случае встает вопрос об обеспечении устойчивости борта. Такой случай имел место на одном из предприятий Ленингорского полиметаллического комбината [102], где борт карьера высотой 240 м представлен слабоустойчивыми глинами, выветрелыми порфиритами, хлорито-серцитовыми кварцевыми сланцами с коэффициентами крепости 6—8 по шкале проф. М. М. Прото-дыяконова.

В отдельных случаях на карьерах временные целики оставляют под поверхностные сооружения, когда сделана застройка на площадях залегания полезного ископаемого, что обычно обусловлено недостаточной и несвоевременной геологической изученностью месторождения. В результате запроектированные и построенные для предприятия промышленные сооружения оказываются на участках, пригодных для разработки открытым способом. Оставление таких предохранительных целиков на карьерах носит эпизодический характер.

Под технологические комплексы, расположенные внутри карьера, временные целики оставляют довольно часто. Практика показывает, что оставляемые для охраны сооружений, съездов и транспортных магистралей целики не всегда дают положительный результат. В определенных горно-геологических условиях даже малые размеры целиков обеспечивают сохранность объекта, а в других — значительные по размерам целики не обеспечивают его сохранности. Примером этого может быть целик, оставленный для охраны технологического комплекса на отработанном Волчанском карьере № 4. Размеры угольного целика по простиранию 150 м, по падению 250 м. В центральной части целика оставалась до 2/3 мощности угольного пласта с постепенным снижением к его краям, что вызвано необходимостью прохода добычных экскаваторов по выемке угля и установки забойных ленточных конвейеров. Магистральные конвейеры к бункерам на поверхности располагались по середине оставленного целика. Во избежание пожаров поверхность угольного целика была засыпана породами вскрыши. На четвертом году эксплуатации целик с запасами около 300 тыс. т начал интенсивно разрушаться.

Первые подвижки целика и его деформация были обнаружены при бурении в целике около угольного пласта гидрогеологической скважины, затем стало заметно выдавливание целика в призабойной части, а далее уже появились заколы

на земной поверхности. Угол падения угольного пласта в этом районе составлял 10°. Согласно инструментальным наблюдениям процесс разрушения целика развивался снизу вверх. Масса общего оползневого массива к моменту начала деформации целика оценивалась в 1,5 млн. т.

Земная поверхность оседала по принципу консоли. В районе верхнего вскрышного уступа оседания были очень медленными, а в районе заколов на расстоянии 70—80 м от бровки уступа наблюдалось интенсивное опускание с ярко выраженной поверхностью скольжения. В дальнейшем вся поверхность подвигами и оседанием. В связи с интенсивным разрушением угольного целика под действием оползней подстилающих пород и возможностью самовозгорания в целике угля он был в течение нескольких месяцев отработан.

Разрушение целика на карьере № 4 явилось результатом сильной обводненности подстилающих пород и по этой причине крайние малых их прочностных характеристик. С подвиганием горных работ в сторону синклинали и увеличением расстояния от выходов пласта гидростатическое давление все увеличивалось и наступил момент, когда целик уже не мог противодействовать этим силам и стал разрушаться. Угол оползания составлял 8—10°, поверхность скольжения оползня располагалась на глубине 25—30 м и проходила по кровле верхнего пласта нижнего угленосного горизонта.

Расчеты показывают, что в подобных случаях размеры целика по падению могут быть установлены заранее. На рис. 72 показана схема к расчету по определению этой величины во времени и пространстве с использованием метода оползневого давления.

Изменение величины оползневого давления на целик D_0 можно рассматривать как функцию вида

$$D_0 = f(L_{ц}, H_p, \delta, t),$$

где $L_{ц}$ — длина целика по падению, м; H_p — глубина разработки, м; δ — угол падения почвы пласта, градус; t — время проявления оползня, сут.

Кривая этой зависимости дает представление о наиболее слабом месте по падению пласта, с которого начнется разрушение оставленного целика, т. е. представляется возможным прогнозировать эффективность мероприятия по предупреждению оползней и обеспечению сохранности промышленных сооружений. Местоположение первоначальных деформаций угольного целика на Волчанском карьере № 4 подтверждается расчетами, в которых учтены прочностные свойства пород. Угольные целики для охраны сооружений, оставшиеся в условиях глубинных оползней на карьерах Богословском, Веселовском и других, были малоэффективными [27]. На

Практика горных работ в таких сложных гидрогеологических условиях выработала свои методы и приемы ведения горных работ с использованием сил оползневой давления.

В.7. ИСКУССТВЕННЫЕ ОПОЛЗНИ

Учитывая характер проявления оползня на Волчанском карьере № 4 были видоизменены организация работ и направление выемки запасов из угольных забоев, оставленных в предыдущие годы, когда оползни были наиболее сильными. Работы велись по схеме, показанной на рис. 73.

На участке оставленного в забое угля экскаватором расчищалась от оползня полоса по фронту 30—40 м. Добычной экскаватор углублялся до почвы угольного пласта и расширял призабойную полосу до 25—30 м, а затем осуществлял выемку запасов из-под оползня. Подрезанный снизу массив угля в пределах подготовленного фронта терял упор и двигался вместе с подстилающими и покрывающими его породами оползня к добычному экскаватору. Подвижки искусственно вызванного оползня носили медленный характер. Экскаватор, находящийся на оползневом массиве, мог без особых осложнений передвигаться по нему и выполнять работы по очистке заваленных породами оползня запасов угля. Переваленная экскаватором порода создавала своим весом дополнительную нагрузку и способствовала выдавливанию и пододвиганию угля к добычному экскаватору, который, находясь практически на одном месте, вел выемку угля в пределах очищенной от оползня полосы. Критерием полноты отработки запасов угля в полосе вквост простирания пласта служили глина и торф, появлявшиеся у ковша добычного экскаватора в результате переэкскавации пород.

По такой схеме добычной экскаватор в отдельных случаях работал по 10—15 дней на одном месте, вынимая из полосы вквост простирания до 20—30 тыс. т угля. При отработке одного блока приступали к отработке другого, придерживаясь таких же параметров горных работ и технологии их ведения.

Аналогичные примеры выдавливания оползем оставленных в почве пласта запасов угля и использование при этом сил

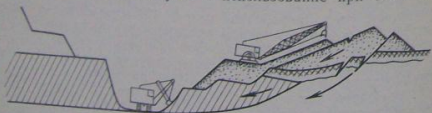


Рис. 73. Схема выемки запасов из-под оползней на карьере № 4

оползневой давления имели место на карьерах: Богословских, Веселовском и др. На коркирских карьерах в свое время посредством спаренной работы экскаваторов, мелпогла и драглайна из-под оползней было вынито 250 тыс. т угля.

К концу отработки месторождения или его части основная толща пород и угольные пласты становятся сравнительно сухими, за исключением глинистых прослоек, разделяющих литологические разности пород. Глинистые прослойки крайне трудно поддаются дренированию и поэтому служат поверхностями, по которым происходит сдвигание пород.

При подходе горных работ к обратному крылу синклинали обычное ведение выемки угля заходками по простираанию становится опасным, так как это может вызвать сильные оползневые явления противоположного борта и связанные с ними большие потери угля. В данном случае рационально изменить принятое ранее направление очистной выемки, организовав отработку оставшихся запасов отдельными блоками вквост простираания. При таком способе, как проверено практикой, можно отработать месторождение с максимальной производительной мощностью и значительно сократить объемы вскрыши по разному борту карьера.

При отработке мульдообразных залежей пределы возможного одностороннего ведения работ по выемке полезного ископаемого заходками по простираанию могут быть определены заранее во времени и пространстве для каждого участка в отдельности. Это можно сделать путем расчетов с построением эпюр оползневой давления, по которым представляется возможным судить об устойчивости горного массива, а также видеть на профилях горных работ границу, до которой можно вести работы по принятой схеме.

Промышленно-экспериментальные работы по отработке мульдообразных залежей заходками вквост простираания пластов произведены в начале 50-х годов на Волчанском угольном месторождении. Вначале они носили опытный характер, а затем на карьерах № 1, 4 стали частью общей системы разработки и были обусловлены специальными паспортами управления породными и угольными уступами.

При выемке угля заходками вквост простираания пластов производится отсекаание отдельных угольных блоков по ширине 25—30 м от устойчивого угольного массива, вызывая искусственное оползание подстилающих пород противоположного борта карьера.

Оползневые явления оказывают разрушающее действие в том случае, если отдельные монолитные блоки, отрываясь от общего устойчивого массива, сползают вниз по напластованию. Во избежание этого необходимо при помощи буровзрывных работ разрушить сцепление в монолитном массиве и тем самым увеличить силы трения по поверхности скольжения за счет

крупнообломочного материала. Как верно отмечено в работе [62], силами сцепления нужно «доразжить» и «оберегать» их до возникновения оползня; после того, как он возник, их влияние оказывает противоположное действие: эти силы нужно в оползневом блоке уменьшить или ликвидировать. Взорванный оползевый массив горных пород в этом случае не носит разрушающий характер и со временем займет устойчивое положение. Подвижку сползающего массива снова можно вызвать, если ослабить его нижнюю часть за счет отгрузки угля.

Силы трения в оползавшем массиве неодинаковы. По поверхности скольжения, не нарушенной буровзрывными работами, они меньше, чем в нарушенной. Если такой оползавший массив начать подбирать снизу, то он будет за счет сил оползневой нагрузки постепенно оседать по поверхности скольжения, не вызывая обрушений или быстрых подвижек, а его откос будет в пределах угла естественного откоса.

Оседание взорванного угольного блока ведет к ослаблению подстилающих пород в законченной части и активизации развития оползней дежащего бока, поскольку породы потеряли упор. Под действием этих сил происходит выдавливание разрыхленного взрывом угля к добычному экскаватору. При этом отжимающее усилие носит веерообразный характер, разрыхленный массив пододвигается не только в направлении выемки, но и диагонально к забой.

Указанные положения были приняты за основу доработки карьеров и проверены практикой. На Волчанском карьере № 1 отработка велась на полную мощность свиты одним уступом высотой 37—40 м, при этом не было ни одного случая завала горнотранспортного оборудования или несчастных случаев. Эксплуатационные потери угля составляли при этом 1—2%.

По горно-геологическим условиям по такой технологии удалось отработать запасы по фронту горных работ 500 м. Объемы вскрыши при доработке карьера были сокращены из расчета 700—1000 м³ на 1 м фронта горных работ.

Промышленно-экспериментальные работы показали, что отработка запасов одним уступом до 40 м заходками вкrest простирания не всегда возможна. Это целиком и полностью зависит от горно-геологических условий. Например, в зоне продвижения на этом карьере, где углы падения обратного крыла синклинали начали достигать 60—65° и более, она неприменима. Здесь нужно уменьшать высоту уступов, иначе возможны обвалы и обрушения, а не сползание. При пологом залегании пластов с углами падения менее угла внутреннего трения пород такие работы невыполнимы, поскольку нельзя вызвать искусственные оползни и заставить их работать. Описанный выше порядок отработки запасов дает наилучшие результаты при зоне 30—60°.

Практика также показала, что при выемке угля заходками вкrest простирания сползание разрыхленного угольного массива к экскаватору происходит в отдельных случаях скачкообразно, не исключены случаи завала горнотранспортного оборудования, если оно расположено близко к угольному забою. Для определения оптимальных параметров горных работ по выемке запасов и расположения оборудования требуется ориентировочно знать величину возможных подвижек оползавшего массива.

Рассматривая состояние устойчивости массива до оползня и после его сползания, можно ориентировочно определить расстояние $l_{сп}$, которое он пройдет до полной своей остановки [71].

$$l_{сп} = \frac{L_{бл} \left(\sin \lambda_{сп} - \operatorname{tg} \varphi' \cos \lambda_{сп} - \frac{C'}{P} \right)}{\sin \lambda_{сп} - \operatorname{tg} \varphi' \cos \lambda_{сп} + \operatorname{tg} \varphi'} \quad (246)$$

где $L_{бл}$ — средняя длина вынимаемого блока по падению, м; $P = \gamma h_{оп}$ — давление оползавшего блока на единицу площади поверхности скольжения с размерами по простиранию и падению, равными 1 м; $h_{оп}$ — средняя мощность оползня, м; γ — плотность пород (угля), кг/м³; $\lambda_{сп}$ — средний угол поверхности скольжения по напластованию, градус; C' и φ' — соответственно сцепление и угол внутреннего трения пород по поверхности скольжения, Па и градус.

В формуле (246) числитель уравнения представляет собой величину оползневой нагрузки в момент возникновения оползня, знаменатель — величину сдвигающих и удерживающих сил оползневой клина после его выхода в вылопленную часть, где силы сцепления пород по поверхности скольжения уже отсутствуют.

Приняв средние прочностные характеристики по поверхности скольжения $C' = 2 \cdot 10^4$ Па и $\varphi' = 19^\circ$, которые близки по величине на рассматриваемых угольных месторождениях,

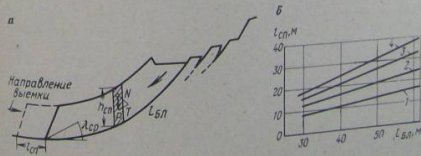


Рис. 74. Схема (а) и график (б) к определению возможной подвижки оползня:
1 — $\lambda = 30^\circ$; 2 — $\lambda = 40^\circ$; 3 — $\lambda = 50^\circ$; 4 — $\lambda = 60^\circ$

и задавшись высотой обрабатываемого блока $h_{\text{бл}}$ и средней плотностью угля γ , представляется возможным составить график зависимости подвижек оползня от средней длины вынимаемого блока в указанном диапазоне углов наклона поверхности скольжения и соответственно этому определить параметры призабойной полосы и сделать рациональную расстановку горно-транспортного оборудования.

Схема к выводу формулы (246) по определению величины подвижек оползня и график этой зависимости применительно для рассматриваемого случая при $h_{\text{бл}}=25$ м и $\gamma=1,4 \cdot 10^3$ кг/м³ приведены на рис. 74.

Практика обработки Волчанских карьеров показала, что не во всех случаях и не везде следует считать оползни вредным и нежелательным явлением. В отдельных случаях целесообразно их искусственно создавать и уметь управлять ими, используя как средство повышения производительности работ по добыче полезного ископаемого, для снижения потерь и сокращения объемов вскрыши, что является важным экономическим фактором в период доработки месторождения.

VI. УСТОЙЧИВОСТЬ ОТВАЛОВ

Отвалообразование на карьерах является одним из основных звеньев общего технологического процесса разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом. От его налаженной и ритмичной работы зависят вскрыша и добыча полезного ископаемого.

Отвалообразование, как и горные работы в карьере, сопровождается в ряде случаев оползевыми явлениями. Оползни отвалов образуют самостоятельную группу оползневых деформаций при открытых разработках [81].

Исследованием устойчивости отвалов занимается сейчас целый ряд научно-исследовательских организаций. В данной работе приводятся результаты исследования КарПИ по устойчивости и определению рациональной высоты внешних отвалов на некоторых угольных и рудных карьерах Казахстана.

VI.1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ПРИМЕРЫ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ВНЕШНИХ ОТВАЛОВ

Устойчивость отвалов определяется совокупным влиянием и взаимосвязью инженерно-геологических условий и технологии отвалообразования. Причинами деформации откосов отвалов могут быть: общая неустойчивость отвала в зависимости от завышенной высоты откоса при определенных прочностных характеристиках пород, отсыпаемых в отвал; чрезмерная нагрузка отвального массива на глинистое неустойчивое основание; необоснованно близкое расположение горно-транспортного оборудования у откоса при складировании пород. Несоответствие основных параметров отвала конкретным инженерно-геологическим условиям, связанным с прочностью пород в отвалах и гическим условиям, связанным с прочностью пород в отвалах и грунтов в их основании приводит к деформированию откосов отвалов.

На экибастузских угольных карьерах отвальное хозяйство представлено пятью внешними породными отвалами, выделенными в самостоятельные участки в составе вскрышных карьеров. Способ отвалообразования — экскаваторный.

полагаются на твердом основании в ровной местности на участках с незначительными наносами, покрывающими коренные породы. Для механизации работ на отвалах в основном применяются экскаваторы ЭКГ-8и с ковшом вместимостью 8—10,5 м³. Породы вскрыши в отвальных железнодорожные 35—40 м. Деформирование откосов отвалов носит эпизодический характер и связано в основном с зонами распространения ослонованных пород и повышенной мощности обводненных глинистых грунтов, подстилающих отвалы. Мощность слабого слоя колеблется по отвалам карьеров экибастузских от 0,1 до 3 м.

На Куу-Чекинском угольном и Златоуст-Беловском медно-рудном карьерах породы вскрыши также транспортируются во внешние отвалы железнодорожным транспортом, и их складирование ведется посредством экскаваторов-мехлопат. В зависимости от мощности подстилающих отвалы обводненных глинистых грунтов их высота различна и колеблется от 20 до 40 м. На отвалах Куу-Чекинского карьера мощность слабого слоя глинистых пород изменяется от 0,2 до 20 м, а на площади запылки главного породного отвала на Северо-Джезказганском руднике более 30 м.

Повсеместно на этих участках отвалов имеют место деформации откосов и выдавливание подстилающих пород в виде нескольких волн поднятия высотой до 5—12 м. В этом отношении представляют интерес отвалообразование и борьба с крупными оползнями на отвалах Златоуст-Беловского карьера Северо-Джезказганского рудника.

Деформация главного породного отвала, имеющего высоту 35—40 м, когда он располагался на твердом основании, началась с 1971 г. в связи с подходом отвальных работ к району мощных подстилающих обводненных глинистых грунтов. Оползневым явлениям было подвергнуто 1400 м фронта отвала. За полтора года просадка отвала на отдельных участках достигала 15 м.

Наиболее интенсивное выдавливание грунтов и деформирование отвала и прилегающей к нему поверхности наблюдалось в первые 4—5 мес.

При деформировании отвала выделяются три зоны: проседание отвала, максимальное выдавливание пород впереди отвала и начальная стадия деформирования грунтов. В зоне максимального выдавливания, представляющей собой продольный вал перед отвалами, подстилающей собой продольную зону начальной стадии деформирования грунтов достигала 12 м. Полосу поверхности перед основным валом выдавливания по ширине 30—70 м. Она характеризуется появлением на поверхности трещин, микросдвигов, микровыдавливаний, часто копи-

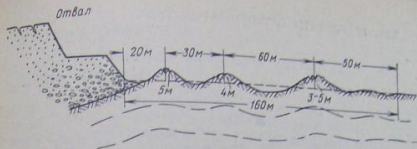


рис. 75. Параметры деформирования грунтов перед отвалами по профилю XII на 15 мая 1974 г.

рующих контуры основного выпирания грунтов перед отвалом.

К 1974 г. характер деформированной части грунтов основания стал намного сложнее. По профилям наблюдательной станции установлена количественная оценка волнообразного характера сдвижений (рис. 75). На поверхности земли видны три вала (гряды) выпирания пород, расположенных на расстоянии 40—60 м друг от друга. Высота каждого из них 4—5 м.

Поверхность третьего вала выдавливания (считая от отвала) разбита интенсивной системой зияющих трещин шириной до 1 м и глубиной до 3 м. От него далее, на расстоянии 50—60 м, отмечаются на поверхности микросдвиги и микровыпирания, не превышающие по высоте 30—40 см.

Деформирование грунтов основания и, как следствие, самого отвала, очевидно, вызвано изменением рельефа скальных пород, залегающих под глинистыми грунтами, нарушением природной структуры и слеживанием грунтов под действием внешней нагрузки и разной степени их обводненности. Внешний отвал расположен так, что он перегораживает «подземные ложбины стока» [87] подземных вод с восточным уклоном, образуя своеобразную плотину.

В соответствии с прочностью критическая нагрузка на глинистый грунт составляет $(2,4 \div 4,3) \cdot 10^6$ Па. При высоте отвала 35—40 м и средней плотности пород в теле отвала $1,95 \cdot 10^5$ кг/м³ давление на грунт составляет $(7 \div 7,8) \cdot 10^6$ Па, т. е. выше допустимой в 2 раза. Расчеты с коэффициентом запаса $n_2 = 1,2$ показывают, что в данных условиях предельная высота отвала, при которой исключается деформирование грунтов, должна быть равной 10—15 м.

Отвалы, складываемые на твердое основание, могут иметь большую высоту. Устойчивость таких отвалов зависит от прочностных характеристик отсылаемых пород, которые, в свою очередь, изменяясь по высоте, зависят от гранулометрического состава пород в отвале.

VI.2. РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ПОРОД В ОТВАЛАХ

VI.2.1. Гранулометрический состав пород в отвалах на угольных карьерах

Основными породами, складываемыми во внешние отвалы на экибастузских и Куу-Чекинском карьерах, являются песчаники, алевролиты и аргиллиты с коэффициентом крепости 3÷6 по шкале проф. М. М. Протодьяконова. При обследовании откосов отвалов и происшедших оползней установлено, что их строение неодинаково, но размещение пород в теле отвалов по фракциям крупности имеет общую закономерность [33, 60].

Исследование распределения фракционного состава пород по откосам отвалов проводилось визуально-статистическим методом и методом фотографирования с использованием специальных веревочных лестниц с ячейками 1×1 м. В каждой ячейке подсчитывалось число кусков с распределением по классификации их крупности. Мелкая фракция (<2 см) оценивалась визуально в процентах от общей площади обследуемых ячеек.

Статистические подсчеты распределения состава пород по крупности в зависимости от высоты отвала показывают, что наиболее крупные куски породы, скатываясь к основанию отвала, образуют слой от 1,5 до 5,0 м. Вся остальная часть отвала по высоте состоит из фракций примерно одинакового состава, а основной является мелкая фракция до 10 мм. В средней части отвалов, ближе к их верхней бровке, задерживаются куски размерами 0,1—0,5 м и составляют значительный процент к общему объему.

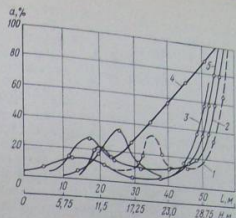
Распределение пород крупной фракции (>10 см) по откосам отвалов длиной L и высотой H (карьеры Куу-Чекинский и экибастузские) представлено на рис. 76.

Методами математической статистики и корреляционного анализа по результатам наблюдений 11 профильных линий по откосам отвалов экибастузских карьеров устанавливается общая закономерность распределения кусковатости, записанная в аналитическом виде как

$$a = 11,3 + 60,9 \frac{h}{H} - 275 \left(\frac{h}{H}\right)^2 + 311,8 \left(\frac{h}{H}\right)^3 \quad (247)$$

при $t_0 = 0,81 \pm 0,014$, $s_0 = \pm 1,7\%$ и $n = 638$, где a — процентное содержание крупных фракций в отвале; $\frac{h}{H}$ — относительная высота слоя в отвале; здесь h — расстояние по вертикали от верхней бровки отвала до данной точки, м; H — общая вертикальная высота, отвала, м; s — среднее квадратическое отклонение измеренных значений от теоретической линии связи.

Рис. 76. Распределение крупной фракции пород по откосам отвалов: 1 — отвал Куу-Чекинского карьера; 2, 3, 4, 5 — отвала экибастузских карьеров



Индекс детерминации определяет удельный вес (65%) резульативного признака (процентного содержания крупной фракции), который может рассматриваться как причину обусловленный изменением относительной высоты расположения слоя породы в отвале.

Экспериментальные данные показывают, что по всем отвалам наблюдается скопление породы крупной фракции в верхней части по откосу. Механизм их задержания заключается в том, что при экскаваторном отвалообразовании породы в отвал разгружается с высоты 3—5 м, и в момент выгрузки крупные куски породы внедряются в мелкофракционную рыхлую ее не уплотнившуюся массу. Такие куски создают по откосу своеобразную подпорную стенку на первых 5—10 м от верхней бровки отвала для пород последующей отсыпки. Это вызывает, в свою очередь, просадку в отдельных местах уложенных железнодорожных путей.

VI.2.2. Гранулометрический состав пород в отвалах на рудных карьерах

Исследование гранулометрического состава скальных пород, отсыпаемых в отвал, произведено на саякских карьерах. Породами вскрыши Саякского месторождения — известняки, мраморы, диаспоры, порфириты, песчаники, гранодиориты — складываются во внешние отвалы на твердое основание. Высота отвалов 50—60 м. Средняя плотность пород в куске $\gamma = 2,74 \cdot 10^3$ кг/м³, а в отвале с учетом коэффициента крепости $K = 1,2$ равна $\gamma = 2,28 \cdot 10^3$ кг/м³. Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова изменяется от 8 до 27. Породы не склонны к размоканию и разбуханию. Они

складируются в отвал посредством отсыпки с откосов отвала автосамосвалами и бульдозерами.

Угол естественного откоса отвалов определен графическим способом по фотоснимкам, на которых видны откос отвала и вертикально установленная рейка в его основании. Фотографирование велось на расстояниях 100—300 м. Средний угол откоса отвалов по 19 сечениям составил $37^{\circ}40' \pm 15'$.

Исследованиями [66] установлено, что основным цементирующим материалом в отвале является фракция размером до 3 мм, при уплотнении которой возникает сцепление пород. Та же фракция, куски породы размером более 40 см — к крупной, в момент выгрузки породы куски такого размера приобретают энергию и скатываются к подошве откоса. Размер пород крупной кусковатости обусловлен в большей степени естественной интенсивностью трещиноватости скального массива горных пород, составляющих борта карьера. Фракция размером от 4 мм до 10 см отнесена к средней кусковатости. Эта фракция образована в результате измельчения породы при производстве массовых взрывов, погрузке и транспортировании пород в отвал. Породы этой фракции располагаются в средней части отвала.

По гранулометрическому составу скальные породы вскрыши располагаются в теле отвала по слоям в определенной закономерности и отличаются в некоторой степени от осадочных пород в отвалах угольных месторождений. Визуально отмечено, что крупность кусков закономерно возрастает по откосу от верхней бровки отвала к его основанию. В районе верхней бровки отвала скопление пород крупной кусковатости носит случайный характер.

Детальное изучение распределения кусковатости по откосу отвала на карьере Саяк-1 произведено по 10 профильным линиям с использованием специальной тесьмной ленты и фотографическим методом. При укладывании ленты и фотографировании ее на каждом метре по откосу подсчитывалось процентное содержание фракции, условно разбитой по диаметру на следующие категории: $l < 5$ см; $5 \text{ см} < l < 40$ см; $l > 40$ см.

Зависимости процентного изменения фракционного состава пород по длине откоса L и высоте отвала H приведены на рис. 77.

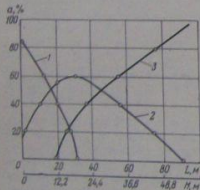


Рис. 77. Изменение гранулометрического состава пород по откосу отвала на карьере Саяк-1: 1 — $l < 5$ см; 2 — $5 < l < 40$ см; 3 — $l > 40$ см

Как видно из графиков, фракция крупностью $l < 5$ см распространена по откосу только до 30 м от верхней бровки или до 18 м по высоте от верхней площадки отвала. В этой зоне иногда задерживаются куски породы и более крупного размера чаще всего плитчатой и параллелепipedной формы.

Фракция размером $l > 40$ см с резким возрастанием ее процентного содержания в основном распространена в нижней части отвала.

Фракция $5 \text{ см} < l < 40$ см имеет преимущественное распространение от 15 до 50 м от верхней бровки по откосу или от 10 до 30 м по высоте отвала. Фракция этой категории заполняет пустоты между крупнообломочными породами в нижней части откоса и перемешивается с мелкой фракцией в верхней его части.

Цементирующий материал (размеры породных частиц менее 3 мм) находится в зоне пород с фракцией $l < 5$ см. График изменения содержания фракции $l < 5$ см в отвале можно считать за закономерность распределения цементирующего материала по высоте 15 м от верхней площадки отвала для данных условий, что подтверждается снимками поверхности откоса при фотографировании.

Определение гранулометрического состава пород в отвале фотографическим методом, когда фотографируется каждый квадратный метр вдоль протянутой ленты, дает более полную и объективную картину в отличие от метода с использованием веревочных лестниц, а сами работы более производительны. Обработка результатов съемки ведется на основании проектирования снимков эпидиаскопом на экран, нанесенная сетка на стекло эпидиаскопа оконтурирует на экране площади для подсчета и измерения кусков пород согласно принятой классификации или в общем случае для любой заранее заданной крупности кусков.

Первую зону с содержанием кусков от 0,02 до 5 см можно рассматривать как зону сплошной среды. В ней при наличии цементирующего материала возникает дополнительно к трению и силы сцепления.

Вторая зона с преимущественным содержанием кусков от 5 до 30 см более разуплотнена, чем первая, и требует значительной уплотняющей нагрузки для появления сил сцепления.

В третьей зоне почти полностью отсутствует цементирующий материал. Массив пород находится в равновесии за счет сил трения по граням блоков.

Так как породы, отсылаемые в отвал, очень крепкие и практически не размокаемые, то слои этой зоны почти не подвержены осадке и уплотнению. Он может выдерживать большую нагрузку.

VI.3.1. Физико-механические свойства осадочных пород в отвалах

Цементирующим материалом пород в отвалах является их мелкая фракция (0,2–3 мм), при уплотнении которой возникает сцепление пород. Для определения прочностных свойств пород в отвалах исследовались породы фракции от 0,1 до 10 мм.

Зависимость степени уплотняемости пород от величины прилагаемой нагрузки исследовалась в лабораторных условиях с использованием прибора-уплотнителя (рис. 78), состоящего из полого цилиндра-трубы диаметром 205 мм и высотой 350 мм, плит упора, стягиваемых тремя болтами, и гидродомкрата с поршнем,двигающимся внутри цилиндра. Поршень домкрата передает давление на вкладыш, а тот, в свою очередь, на породу, заполняющую полость трубы.

Подсчитав первоначальный объем породы в трубе, а затем объемы, получаемые при разных степенях сжатия, можно определить изменение плотности с увеличением уплотняющей нагрузки. Нагрузка в приборе-уплотнителе дается ступенями, имитируя глубину залегания изучаемых пород в отвале.

На основании экспериментальных данных и расчетов могут быть построены графики, характеризующие зависимость уплотнения пород от прилагаемой нагрузки по фракциям для исследуемых отвалов. Поскольку уплотнение отвалов происходит в основном за счет пород мелкой фракции, то семейства кривых гиперболического вида на графиках близки между собой по отвалам исследуемых месторождений.

Плотность пород смешанной фракции в неуплотненном (естественном) состоянии для всех отвалов равна $\gamma_0 = (1,20 \div 1,30) \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ и в среднем может быть принята $\gamma_{0\text{ср}} = 1,25 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$.

Корреляционные уравнения связи изменения средней плотности от уплотняющей нагрузки по отвалам карьеров:

а) Куу-Чекинский

$$\gamma = \gamma_0 \rho^{0,13}; \quad (248)$$

б) экибастузские

$$\gamma = \gamma_0 \rho^{0,12} \quad (249)$$

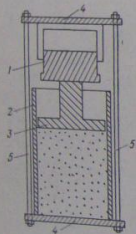
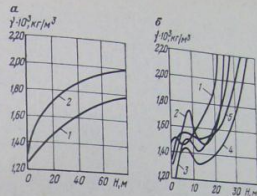


Рис. 78. Прибор-уплотнитель для испытания пород мелкой фракции: 1 — гидравлический домкрат; 2 — цилиндр; 3 — вкладыш; 4 — плиты упора; 5 — стягивающие штанги

Рис. 79. Изменение средней плотности пород с высотой отвалов: а — по составу пород мелкой фракции; б — с учетом крупности кусковатости; 1 — отвал Куу-Чекинского карьера; 2, 3, 4, 5 — отвалы экибастузских карьеров



при $\tau_0 = 0,91 \pm 0,03$, $s_{\gamma} = \pm 0,65 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$.

Зная величину давления, создаваемого при уплотнении пород в приборе-уплотнителе, и соответствующую ему плотность, из известного соотношения $P = \gamma H$ можем определить высоту отвала для пород смешанной фракции.

Графики изменения средней плотности пород смешанной фракции в зависимости от уплотняющей нагрузки по отвалам Куу-Чекинского и экибастузских карьеров показаны на рис. 79.

Отвалы имеют неоднородный структурный состав и сложное строение. С учетом фракционного состава пород и наличия крупной кусковатости изменяется и средняя плотность пород в отвале по интервалам глубины.

Средняя плотность пород на заданном интервале глубины h_i отвала вычисляется по формуле

$$\gamma_{hi} = \gamma_{mhi} + \Delta\gamma, \quad (250)$$

где $\Delta\gamma$ — поправка за счет крупной кусковатости пород в отвале.

$$\Delta\gamma = (\gamma_k - \gamma_{mhi}) \frac{a_k h_i}{100}, \quad (251)$$

где γ_k — плотность крупных кусков, кг/м^3 (для рассматриваемых отвалов и слагающих их пород $\gamma_k = 2,55 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$; γ_{mhi} — плотность пород мелкой фракции на глубине h_i ; a_{khi} — процент крупной кусковатости на этой глубине.

Величины γ_{mhi} и a_{khi} берутся из соответствующих графиков.

Описанный метод определения плотности предполагает, что процесс уплотнения пород отвала под влиянием давления в процессе залегания пород завершен. Как показали наблюдения за осадкой реперов на поверхности отвалов, уплотнение пород

происходит в незначительных размерах. Например, за 9 мес. отвала высотой 30 м дал осадку на 25—30 см. К концу указанного срока этот процесс почти полностью прекратился. Поэтому поправка за счет фактора времени в определении средней плотности пород в отвале по предложенному способу незначительна и не может оказывать существенного влияния на конечный результат.

Наряду с определением средней плотности пород в отвалах определены и прочностные характеристики — сцепление и угол внутреннего трения и установлены закономерности их изменения.

Изготовление образцов из пород мелкой фракции производилось одновременно с определением плотности путем закладки в прибор-уплотнитель цилиндрических разборных пресс-форм из тонкой жести, которые заполнялись породой и ставились под соответствующую нагрузку. Коэффициент заполнения породы рассчитывался таким образом, чтобы высота столбика уплотненной породы в цилиндре прибора-уплотнителя была несколько больше высоты цилиндрических пресс-форм. Изготовленные образцы не требовали практически дополнительной обработки, за исключением торцов.

Для каждой ступени нагрузки ($2,7 \cdot 10^5$, $10,1 \cdot 10^5$ и $3,0 \cdot 10^6$ Па) изготовлялись четыре цилиндрических образца размерами по высоте и диаметру 7 см, из них два-три образца для испытания на срез и один — на сжатие. Образцы изготовлялись из пород разной влажности. Испытание образцов на срез и раздавливание, а также вся последующая обработка, заканчивающаяся получением паспортов прочности породы, велась по известной методике ВНИМИ [36].

Исследования показали, что сцепление и угол внутреннего трения существенно зависят от величины уплотняющей нагрузки и влажности пород.

В пределах исследованного диапазона давлений изменение величины сцепления пород прямо пропорционально нагрузке. В породах отвалов угольных месторождений прочность породы выше, чем в прочных аргиллитах и алевролитах на Златоуст-Беловском карьере (рис. 80, а).

Зависимость величины сцепления от влажности представлена кривыми, возрастающими при увеличении влажности до определенного предела. При дальнейшем повышении влажности пород в отвале сцепление начинает резко падать (рис. 80, б). В пределах одного и того же месторождения зависимости изменения сцепления от естественной влажности пород в отвалах различны. На отвалах экибастузских карьеров сцепление изменяется от 0,008 до $0,62 \cdot 10^5$ Па, Куу-Чеклинского — от $0,06 \cdot 10^5$ до $0,46 \cdot 10^5$ Па, Златоуст-Беловского — от $0,1 \cdot 10^5$ до $0,48 \cdot 10^5$ Па.

Увеличение сцепления пород отвалов с возрастанием их

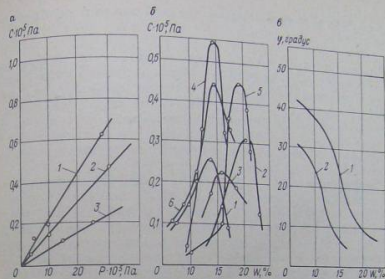


Рис. 80. Зависимости изменения прочностных свойств: а — сцепления пород мелкой фракции от уплотняющей нагрузки; б — сцепления пород от их влажности; в — угла внутреннего трения пород от их влажности по отвалам карьеров: 1 — экибастузских; 2 — Куу-Чеклинского; 3 — Златоуст-Беловского

влажности связано с приобретением свойств текучести за счет глинистых частиц, играющих роль связующей среды. Вода до определенной концентрации, заполняя мелкие поры глинистой породы, создает добавочное сцепление за счет сил поверхностного натяжения. Критические величины влажности, превышение которых ведет к резкому снижению сцепления, колеблются для отвалов экибастузских от 14 до 20%, Куу-Чеклинского — карьеров составляют в среднем 15% и Златоуст-Беловского — 14%. При превышении критической величины влажности породы отвалов приобретают текучесть.

Угол внутреннего трения пород отвалов также изменяется в зависимости от влажности (рис. 80, в). Изменение это происходит по отвалам угольных месторождений при $10\% < W < 20\%$, ходит по отвалам угольных месторождений при $5\% < W < 17\%$. Исследования показали, что характер изменения прочностных характеристик пород от влажности прослеживаются, а мерно одинаков и в взаимосвязи их хорошо прослеживаются характер и свойств пород меняются лишь их численные характеристики. Зная естественную влажность карьеров $W_{ер} = 11-16\%$, можно определить сцепление и угол внутреннего трения для конкретных условий, которые и принимаются в расчеты по устойчивости.

VI.3.2. Физико-механические свойства метаморфических пород в отвалах

Цементирующая отвалы карьера Саяк-1 мелкая фракция пород отбиралась из различных участков верхнего слоя откоса по каждой литологической разности и просеивалась через сито диаметром отверстия $d=3$ мм. На основании испытаний мелкофракционных пород по вышерассмотренной методике установлены зависимости изменения их плотности от величины прилагаемой нагрузки в приборе-уплотнителе при разных соотношениях влажности испытываемой смеси.

Средняя плотность сухой породы мелкой фракции, равная при отсутствии уплотнения $1,47 \cdot 10^3$ кг/м³, интенсивно возрастает на интервале приложения силы напряжения $F \leq 100$ Н, достигая $1,68 \cdot 10^3$ кг/м³, и далее практически стабилизируется при увеличении силы. При этих же уплотняющих нагрузках плотность пород с максимальной их влажностью ($W=14,1\%$) почти прямо пропорциональна прилагаемой нагрузке P и изменяется от $2,31 \cdot 10^3$ кг/м³ при $P=0$ и до $2,41 \cdot 10^3$ кг/м³ при $P=2 \cdot 10^6$ Па.

Согласно исследованиям гранулометрического состава пород в отвале мелкая фракция располагается в пределах 15-метровой зоны от его верхней площадки по глубине. Зная процентное содержание фракций и среднюю плотность крупных кусков (по лабораторным определениям), а также изменение плотности мелкой фракции в этом слое, можно по формуле (250) вычислить среднюю плотность пород на заданном интервале глубины с учетом крупной кусковатости пород. В нижерасположенных слоях отвала мелкофракционные цементирующие породы практически отсутствуют, и плотность этих пород определяется плотностью кусков породы с учетом коэффициента разрыхления $K=1,2$. Она равна $\gamma_0=2,28 \cdot 10^3$ кг/м³.

Изменение средней плотности пород в отвале карьера Саяк-1 показано на рис. 81.

Крупнообломочная твердая горная масса в отвалах по высоте $\frac{2H}{3}$ от их основания сцепления практически не имеет.

Сцепление горной массы наблюдается в верхней части. Обработав данные лабораторных испытаний на приборе-уплотнителе и срезовым приборе, можно проследить за изменением сцепления горной массы в отвале по глубине, показанным на рис. 82, а кривой 1, а зная гранулометрический состав пород по слоям, можно получить численное значение этого прочностного показателя.

Дополнительным фактором повышения прочности горной массы верхнего слоя отвалов является внешняя нагрузка, создаваемая горнотранспортным оборудованием. При отсылке пород в отвалы на карьере Саяк-1 используются автосамосвалы

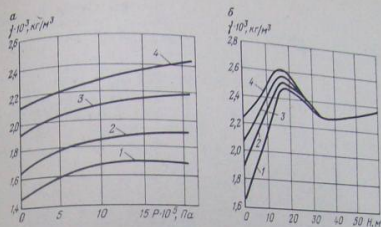


Рис. 81. Изменение средней плотности пород в отвалах карьера Саяк-1 в зависимости от уплотняющей нагрузки и их влажности: 1 — $W=1,1\%$; 2 — $W=5\%$; 3 — $W=10\%$; 4 — $W=14,1\%$; а — мелкая фракция; б — с учетом крупной кусковатости пород по высоте отвала

БелАЗ-548. Длина участка соприкосновения задних колес самосвала с грунтом в момент разгрузки равна в среднем 0,7 м. Считая ширину спаренного колеса, равной 1 м, удельная нагрузка при загруженном автомобиле породами вскрыши составит $P=3,3 \cdot 10^5$ Па. Эта нагрузка сопоставима с уплотнением пород от их собственной массы и может повлиять на увеличение сцепления пород в верхнем мелкофракционном слое. При многократном наезде груженых автосамосвалов на один и тот же участок отсыпки происходит утрамбовка рыхлой горной массы. Влияние внешней нагрузки на увеличение сцепления пород по этому фактору показано на рис. 82, а (кривая 2). Наличие крупной фракции в этом слое ухудшает прочностные характеристики. Сцепление такой смешанной горной породы можно вычислить по формуле

$$C_{с\text{м}} = C_{м\text{м}} \frac{a_{\text{мн}} h_i}{100} \quad (252)$$

где $C_{с\text{м}}$ — сцепление пород смешанной фракции на глубине от верхней площадки, Па; $C_{м\text{м}}$ — сцепление пород мелкой фракции на глубине h_i , Па.

Кривая 3 (рис. 82, а) характеризует эту зависимость для верхнего слоя отвала, а кривая 4 дает приближенное представление об изменении сцепления по всей высоте отвала.

Угол внутреннего трения является второй прочностной характеристикой пород отвалов. При отсутствии мелкой фракции цементирующих пород его можно считать равным углу естественного откоса, который для свежетыпанных пород равен в среднем $37^{\circ}40'$. Этот угол со временем практически не ме-

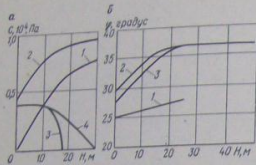


Рис. 82. Изменение прочностных свойств пород по высоте отвала карьера Сляк-1:

а — изменение сцепления; б — изменение угла внутреннего трения; 1 — мелкая фракция; 2 — высокая фракция с учетом внешней нагрузки; 3 — с учетом крутизны кусковатости; 4 — обобщающая зависимость

няется. Сопоставление с углами откосов других нерабочих отвалов дает разницу всего лишь $\pm 12^\circ$.

Наличие мелкофракционного слоя пород несколько изменяет картину. Для пород верхнего слоя отвала основанием служит мощная устойчивая подушка, сложенная крупнообломным материалом. Но это не значит, что общую высоту отвала можно увеличивать бесконечно за счет увеличения мощности слоев крупной фракции. При этом пропорционально будет увеличиваться и верхний неустойчивый слой. Он в данном случае будет определять оптимальную по устойчивости высоту.

Изменение угла внутреннего трения пород мелкой фракции в отвале характеризуется кривой 1 (рис. 82, б).

Угол внутреннего трения для верхнего слоя с учетом включения более крупных кусков породы можно вычислить по формуле

$$\operatorname{tg} \varphi_{\text{с м}} = \operatorname{tg} \varphi_{\text{н}} - (\operatorname{tg} \varphi_{\text{н}} - \operatorname{tg} \varphi_{\text{м л}}) \frac{a_{\text{м л}}}{100} \quad (253)$$

где $\varphi_{\text{с м}}$ — угол внутреннего трения пород смешанной фракции на глубине h_i , градус; $\varphi_{\text{н}}$ — угол внутреннего трения пород в куске, равный углу естественного откоса пород 37°; $\varphi_{\text{м л}}$ — угол внутреннего трения пород мелкой фракции на глубине h_i .

На рис. 82, б эта зависимость показана кривой 3. Действие внешней нагрузки (кривая 2) несколько повышает угол φ для пород верхнего слоя отвалов.

На отвалах рудных карьеров, представленных скальными породами и отсыпными на твердое основание, неустойчивым является приборотная полоса в районе отсыпки пород в отвале. Для расчета устойчивости откосов и определения бериических характеристик пород необходимо знать средние значения физико-механических характеристик пород смешанной фракции в отвалах. Для рассматриваемого случая при $W_{\text{ср}} = 7-8\%$ могут быть приняты следующие их значения: $\gamma_{\text{ср}} = 2,0 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$; $C_{\text{ср}} = 0,5 \cdot 10^4 \text{ Па}$; $\varphi_{\text{ср}} = 27^\circ$.

При наличии слабого породного слоя в верхней части отвала их деформирование может идти в виде обрушения (ползаяния) пород по криволинейной поверхности с выходом в откос в виде циркообразных вывалов под влиянием обводненности пород или воздействием горнотранспортного оборудования.

VI.4. УСТОЙЧИВОСТЬ ОТВАЛОВ НА СЛАБОМ ОСНОВАНИИ

Исследованиями и данными практики установлено, что высота отвалов находится в прямой зависимости от физико-механических свойств грунтов, служащих основанием отсыпаемых пород.

На рассматриваемых карьерах наибольшее распространение имеют мягкие связные (глинистые) и рыхлые несвязные (песчано-галечниковые) грунты, объединяемые при оценке устойчивости в один общий комплекс рыхлых отложений. Из физико-механических свойств грунтов основное влияние на устойчивость отвалов оказывают сцепление C , угол внутреннего трения φ , средняя плотность пород γ и их естественная влажность W .

Физико-механические свойства грунтов определяются в лабораторных и натуральных условиях с последующим составлением паспортов прочности пород.

По исследованию физико-механических свойств грунтов в районах расположения отвалов проведено более 50 натуральных определений по методике, изложенной в главе I, и получены следующие результаты.

Для грунтов под отвалами экибастузских карьеров, представляющих собой осоложившиеся суглинки, перемешанные с щебенкой, сцепление C находится в интервале $(1,8-7,8) \times 10^4 \text{ Па}$; угол внутреннего трения $\varphi = 25-35^\circ$; плотность пород $\gamma = (1,65-2,07) \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$, влажность грунтов $W = 3,8-27,9\%$.

Для грунтов под отвалами Куу-Чекинского карьера, представленных в основном глинами, $C = 1,2 \cdot 10^4 \text{ Па}$; $\varphi = 19^\circ$; $\gamma = 1,72 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$; $W = 15-18\%$.

Для грунтов, сложенных обводненными глинистыми породами на Златоуст-Беловском карьере, $C = (1,2-3,4) \cdot 10^4 \text{ Па}$; $\varphi = 5-25^\circ$; $\gamma = (1,73-2,02) \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$; $W = 8,3-57,4\%$. Критическая нагрузка на грунт $P_{\text{кр}} = (24-43) \cdot 10^4 \text{ Па}$. В верхней части слабого слоя пород залегают грунты с повышенными прочностными характеристиками.

Мощность и строение грунтов в основании отвалов оказывают также существенное влияние на устойчивость отвалов и размеры деформирования их откосов. Размеры мощности слаязного слоя пород определяются путем бурения геологоразведочных скважин, проходки шурфов и геофизическими методами.

Из геофизических методов наиболее приемлем метод вертикального электрического зондирования. Произведенные исследования на отвалах Куу-Чеккинского карьера и сопоставление данных с данными буровой разведки показали, что метод ВЗЗ дает расхождение 15%.

Отвалы, расположенные на слабом основании, выдавливаются под действием своего веса грунты, образуя перед отвалом несколько валов поднятой земной поверхности, в результате чего происходит деформация и самих отвалов.

Согласно основным положениям статике сыпучей среды, отвал, имеющий угол естественного откоса, равный в большинстве случаев углу внутреннего трения пород, будет устойчив теоретически при любой высоте, если основание (грунты) — моноклинные породы. В практике это может быть лишь как частный случай. Поэтому при определении оптимальной высоты отвалов необходимо делать расчеты по условиям выдавливания основания.

Эта проверка может быть осуществлена по формуле Прандтля

$$P_2 = C \frac{2}{a_c} (l - x), \quad (254)$$

где P_2 — предельное вертикальное давление, вызывающее выжимание грунта, Па; C — сцепление грунта, Па; a_c — мощность сжимаемого (слабого) слоя основания, м; $l = H \operatorname{ctg} \alpha$ — проекция длины откоса отвала на горизонтальную плоскость, м; x — расстояние от верхней бровки до рассматриваемого сечения, м; α — угол наклона откоса, градус.

В данном случае величина x принимается равной нулю, так как отсыпается максимальное значение H_2 . Схема к расчету выдавливания грунтов по Прандтлю показана на рис. 83.

Максимальное удельное давление вышележащих пород отвала на грунт вычисляется из выражения

$$P = \gamma H.$$

Удельное естественное давление сравнивается с предельным вертикальным давлением, вызывающим выжимание грунта.

При $P < P_2$ выдавливания пород не произойдет, и отвал будет устойчив. При $P > P_2$ произойдет выдавливание основания, а следовательно, возникнет и деформирование отвала. В этом случае можно найти угол откоса отвала, при котором обеспечивается его устойчивость.

Из равенства $P = P_2$ имеем, что

$$\alpha_p = \arctg \frac{\alpha \gamma}{2C}. \quad (255)$$

Смысл формулы (255) следующий. Если в каком-то конкретном районе отвалообразования с мощностью глинистых

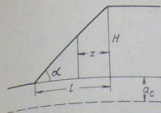


Рис. 83. Схема к расчету выдавливания грунтов отвалами

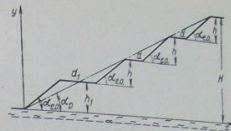


Рис. 84. Технологическая схема многоярусного отвала на глинистом основании

подстилающих пород a , имеющих сцепление C , отсыпается породы со средней плотностью γ , то общий угол откоса этих пород должен быть меньше или равен расчетному углу α_p , т. е. должно соблюдаться условие $\alpha \leq \alpha_p$. Так как отвалы пород имеют обычно угол естественного откоса α_{e0} , который также может оказаться больше α_p , необходимо произвести выполаживание откосов отвалов. Технологически проще этот процесс заменить созданием многоярусного отвала. Число ярусов в таком отвале зависит от общей его высоты и высоты каждого яруса. Общая высота отвала определяется физико-механическими свойствами отсыпаемых пород и экономической целесообразностью ее создания. Гораздо сложнее обстоит дело с нахождением высоты отдельных ярусов. Предельную высоту самого нижнего яруса представляется возможным определить по формуле Прандтля, не учитывающей мощности слабого слоя пород в основании,

$$\gamma h_1 = P_{np} = \frac{C}{\operatorname{tg} \varphi} \left[\operatorname{tg}^2 \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right) e^{\operatorname{tg} \varphi} - 1 \right]. \quad (256)$$

где h_1 — высота нижнего яруса отвала, м; γ — средняя плотность отсыпаемых пород, кг/м³; C и φ — соответственно сцепление и угол внутреннего трения пород основания отвала, Па и градус.

Мощности последующих ярусов зависят от прочностных характеристик C и φ пород нижележащих ярусов и вычисляются согласно выражению (256). Все вышележащие ярусы будут иметь одинаковую мощность, если в отвал отсыпается породы одинаковой литологической разности.

Для технологической отстройки многоярусного отвала необходимо определить размер горизонтальных площадок каждого яруса.

Пусть h_1, d_1 — высота и размер верхней площадки нижнего яруса; h, d — высота и размер верхней площадки каждого по-

следующего яруса (рис. 84). Проектом предусмотрен отвал породы высотой H . Расчетный угол откоса отвала, определяемый по формуле (255), составляет α_p . Породы в ярусах отъемлемой по формуле (255), составленной откоса $\alpha_{e.o}$. Подстилающие породы выпадают под углом естественного откоса $\alpha_{e.o}$. Для наихудших пород отвала являются глинистые отложения. Для наихудшего яруса d_1 и d спроектируем профиль многоярусного откоса отвала на осях x и y .

Тогда

$$h \operatorname{ctg} \alpha_{e.o} + d_1 + h \operatorname{ctg} \alpha_{e.o} (n-1) + d(n-2) = H \operatorname{ctg} \alpha_p;$$

$$h_1 + h(n-1) = H,$$

где n — число ярусов.

Кроме того, используем соотношение

$$\frac{d_1}{d} = \frac{h_1}{h}.$$

Решение трех уравнений с тремя неизвестными d , d_1 , n позволяет определить горизонтальные площадки ярусных отвалов по формулам:

$$\begin{cases} d = \frac{Hh}{(H-h)} (\operatorname{ctg} \alpha_p - \operatorname{ctg} \alpha_{e.o}); \\ d_1 = d \frac{h_1}{h}. \end{cases} \quad (257)$$

Например, высота отвала $H=60$ м; в отвал отсыпаются породы со средней плотностью $\gamma=2,25 \cdot 10^3$ кг/м³, сцеплением $C=0,5 \cdot 10^4$ Па; угол внутреннего трения $\varphi=30^\circ$; угол естественного откоса пород $\alpha_{e.o}=37^\circ$; подстилающими породами являются глинистые отложения мощностью $a=2$ м со следующими прочностными характеристиками: $C=0,8 \cdot 10^4$ Па; $\varphi=22^\circ$.

Согласно формуле (255) $\alpha_p=19^\circ 35'$. Исходя из формулы (256), $h_1=6,0$ м; $h=7,0$ м. Окончательно по формуле (257) $d=11,8$ м; $d_1=10,0$ м. Следовательно отвал необходимо разделить на 9 ярусов.

Для большей устойчивости многоярусного отвала в нижний ярус необходимо отсыпать неразмораемые породы более крупной фракции с целью создания прочной породной подушки для вышележащих ярусов.

Решение задачи устойчивости отвалов в зависимости от несущей способности грунтов, на которые складываются породы вскрыши, не исключает расчеты по определению высоты устойчивого откоса в зависимости от прочностных характеристик отвальных пород. Кроме того, необходимо учитывать влияние горнотранспортного оборудования на устойчивость откосов.

Устойчивость отвалов, когда рыхлые породы (грунты) в их основании отсутствуют, определяется физико-механическими свойствами пород, отсыпаемых в отвалы.

Оползание (обрушение) откосов отвалов, как и любая другая форма нарушения устойчивости породного массива, связано с превышением сил сдвига над силами, удерживающими массив в равновесии по наиболее слабой поверхности в горном (породном) массиве. Касательные напряжения в отвале возникают вблизи притокосной зоны под действием собственного веса пород в отвале, а также за счет дополнительной нагрузки на откос от горнотранспортного оборудования и давления фильтрующей через толщу откоса воды. Сопротивление пород сдвигу обусловлено наличием в его массиве сил трения и сцепления. Силы трения в откосе возникают под действием собственного веса пород при $\varphi > 0$. Сдвиг происходит по площадкам, полученным из отношения касательного напряжения к сопротивляемости сдвигу в данной точке, и по наиболее напряженной поверхности. В пределе все эти площадки сливаются в некоторую криволинейную поверхность скольжения. Точное очерчение линии скольжения для решения плоских задач по устойчивости отвалов еще до сего времени не установлено так же, как еще не изучена до конца и кинематика оползневых процессов. До сих пор не нашли должного отражения в расчетах постепенное развитие процесса деформации отвала и нарастающие напряжения во времени. Поэтому в практике предельную высоту устойчивого откоса отвала определяют обычно, используя те же приемы, что и при вычислении параметров бортов карьеров. Отличительной особенностью расчета устойчивости отвалов является то, что угол наклона его откоса для данных пород — величина постоянная. Сложность расчета высоты отвала заключается в характерном распределении кусковатости отсыпаемых пород, а соответственно этому в изменении их физико-механических свойств по высоте.

В работе [99] отмечается, что отвалы крепких и средней прочности пород на устойчивом основании могут иметь любую высоту при угле естественного откоса. Это положение было бы справедливо при одинаковом гранулометрическом составе пород отсыпаемых в отвал пород. На примере отвала пустых пород карьера Саяк-1 можно убедиться, что под углом естественного откоса стоит только нижняя, хотя и основная часть, отвала. Так, на отвале карьера Саяк-1 в эту часть входят II и III зоны общей высотой 45 м. Верхний же 15-метровый слой имеет угол откоса на 2—3° больше, чем угол естественного материала при как сосредоточение в этом слое цементующего материала при уплотнении способствует появлению сцепления. Можно с достаточным основанием утверждать, что устойчивость отвалов

пустых пород типа саякских обусловлена устойчивостью верхнего мелкофракционного слоя.

Таким образом, найдя тем или иным способом предельно устойчивую высоту верхнего мелкофракционного слоя, необходимо прибавить ее к сумме мощностей зон средней и крупной кусковатости и получить общую высоту отвала. Однако полученная таким расчетом общая высота отвала не будет являться предельно устойчивой, так как мощности зон средней и крупной кусковатости должны быть увеличены на некоторую величину, что, в свою очередь, увеличивает общую высоту отвала. Для точного определения общей предельно устойчивой высоты отвала нужно воспользоваться отношением высоты изучаемого отвала к мощности слоя пород мелкой фракции. Это отношение для конкретных условий отвалообразования есть величина постоянная. Так, для отвалов карьера Саяк-1

$$\frac{H}{h_2} = \frac{60}{15} = 4,0. \text{ Интересно отметить, что для отвалов карьера}$$

Карагайлинского, куда отсыпаются породы, по крепости и granulометрическому составу схожие с породами карьера Саяк-1,

$$\frac{H}{h_2} = \frac{30}{7,8} = 3,85. \text{ Окончательно общая предельно устойчивая}$$

высота отвала $H_{пр}$ должна определяться из пропорции

$$\frac{H}{h_2} = \frac{H_{пр}}{h_{пр}}, \text{ т. е.}$$

$$H_{уст} = H \frac{h_{уст}}{h_1}.$$

Для отвалов, сложенных рыхлыми песчано-глинистыми породами, расчет устойчивости необходимо производить на всю высоту отвала. Рассмотрим некоторые методы расчета высоты устойчивых откосов отвалов, используемые в практической деятельности.

По методу, предложенному в работе [17], решение задачи устойчивости отвалов дано в виде графика (рис. 85), выражающего зависимость условной высоты отвала H'' от угла внутреннего трения пород φ при различных значениях угла отвала α . Предельная высота устойчивого отвала определяется из выражения

$$H = H'' \frac{C}{\gamma}. \quad (258)$$

Необходимо отметить, что хотя данное решение базируется на теории построения предельного контура равноустойчивого отвала, использование представленного графика дает заниженные значения высоты отвала не менее чем в 2 раза, что никак не увязывается с действительностью. Выражение (258) аналогично выражению (60), полученному при интерпретации графиков, представленных в работе [99].

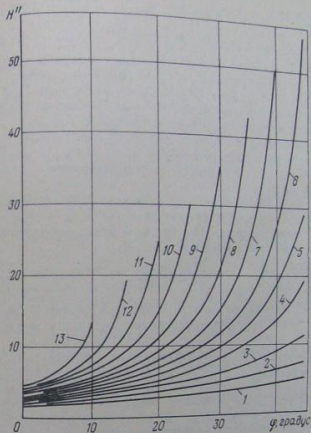


Рис. 85. График для расчетов прямолинейных откосов:
1 — $\alpha=90^\circ$; 2 — $\alpha=80^\circ$; 3 — $\alpha=70^\circ$; 4 — $\alpha=60^\circ$; 5 — $\alpha=55^\circ$; 6 — $\alpha=50^\circ$;
7 — $\alpha=45^\circ$; 8 — $\alpha=40^\circ$; 9 — $\alpha=35^\circ$; 10 — $\alpha=30^\circ$; 11 — $\alpha=25^\circ$; 12 —
 $\alpha=20^\circ$; 13 — $\alpha=15^\circ$.

При одинаковых значениях C и γ , H'' из выражения (258) должно быть равно H_1 из выражения (60) в пределах точности расчетных методов, чего нет на самом деле. И только при угле отвала α , близком к углу внутреннего трения пород φ , H'' приближается к H_1 , потому что обе эти величины стремятся к бесконечности.

Произведем расчет высоты устойчивого отвала карьера Саяк-1 по методике, предложенной в работе [17], со следующими свойствами слоя пород мелкой фракции: $\gamma = 2,25 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$; $\varphi = 34^\circ$; $C = 0,4 \cdot 10^4 \text{ Па}$; $\alpha = 37^\circ$. Коэффициент запаса $n_{зап} = 1,2$ введем в предельную расчетную высоту отвала $n_{зап} H'' = 1,2 H'' = 71$, тогда $H_{пр} = \frac{H'' C}{\gamma} =$

Согласно графикам на рис. 86 $H'' = 71$, тогда $H_{пр} = \frac{H'' C}{\gamma} =$

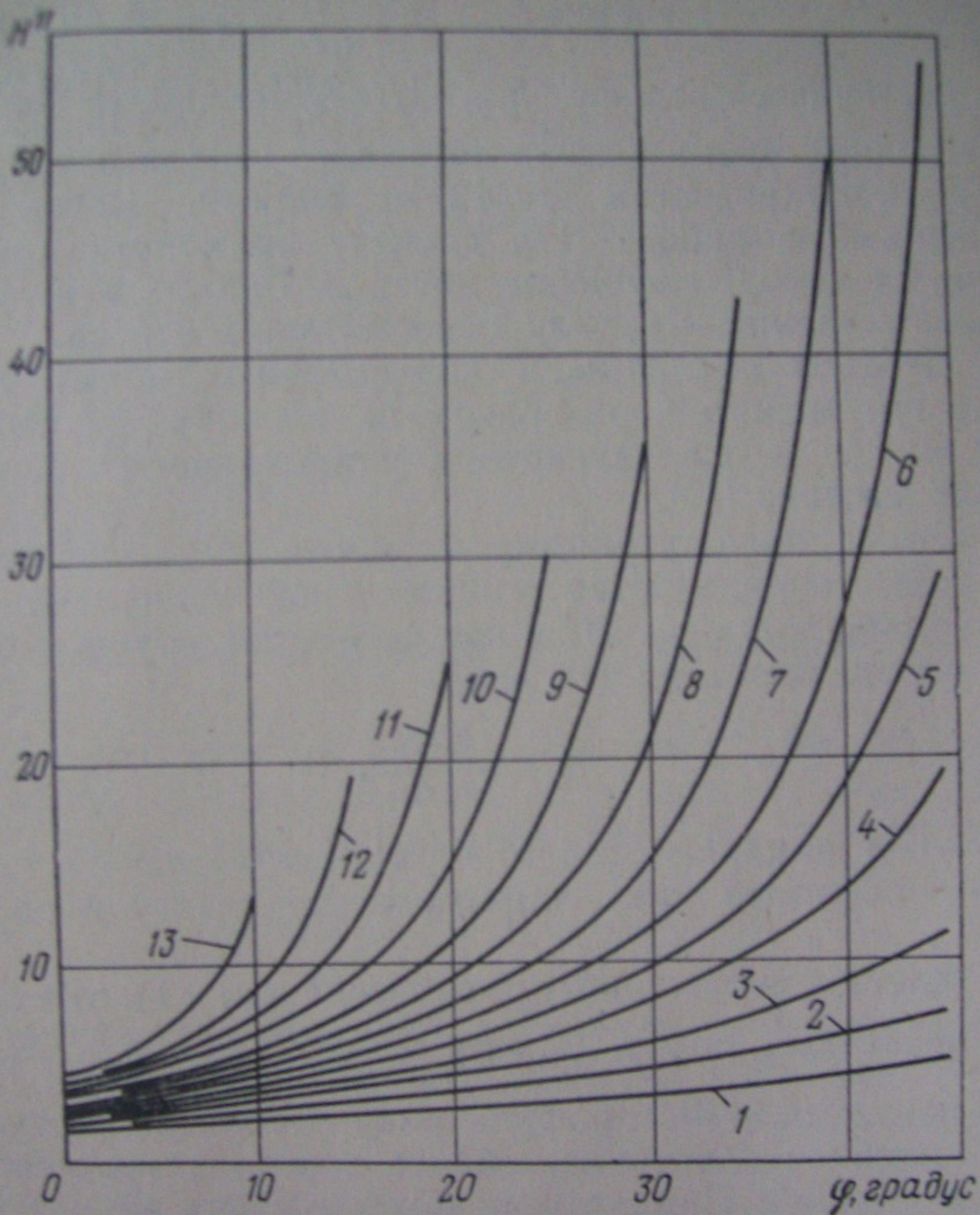


Рис. 85. График для расчетов прямолинейных откосов:
 1 — $\alpha=90^\circ$; 2 — $\alpha=80^\circ$; 3 — $\alpha=70^\circ$; 4 — $\alpha=60^\circ$; 5 — $\alpha=55^\circ$; 6 — $\alpha=50^\circ$;
 7 — $\alpha=45^\circ$; 8 — $\alpha=40^\circ$; 9 — $\alpha=35^\circ$; 10 — $\alpha=30^\circ$; 11 — $\alpha=25^\circ$; 12 —
 $\alpha=20^\circ$; 13 — $\alpha=15^\circ$

$$= 71 \frac{0,4}{2,25} = 12,6 \text{ м. С учетом } h_{уст} = \frac{h_{нпр}}{n_{пас}} = \frac{12,6}{1,2} = 10,5 \text{ м общая}$$

$$\text{высота устойчивого отвала } h_{уст} = H \frac{h_{уст}}{h_1} = 60 \frac{10,5}{15} = 42 \text{ м.}$$

В настоящее время высота породного отвала карьера Саяк-1 $H=60$ м, а по расчетам $H=42$ м. Видимо, метод расчета, предложенный в работе [17], следует применять для рыхлых песчаных пород, сцепление которых близко к нулю, а угол внутреннего трения — к углу естественного откоса.

Для отвалов скальных и полускальных пород оценку их устойчивости можно производить по способу, разработанному в ИГД им. А. А. Скочинского и учитывающему напряженное состояние массива [19].

По методу, предложенному в работе [34], степень устойчивости откоса определяется минимальной величиной коэффициента устойчивости n_y . Для каждого слоя пород в откосе отвала n_y определяется из условия

$$n_y = \frac{\text{tg } \psi_p}{\text{tg } \alpha_i}$$

где α_i — угол наклона откоса в рассматриваемой точке, градус; ψ_p — расчетный угол сопротивления сдвигу в слое пород, градус.

При условии предельного равновесия ($n_y=1$) $\alpha_i = \psi_p$.

Для несвязных пород ($C=0$) $\psi_p = \varphi$. Тогда $n_y = \frac{\text{tg } \varphi}{\text{tg } \alpha_i}$. Для связанных пород ($C \neq 0$) профиль равноустойчивого откоса имеет криволинейное очертание — более крутое в верхней части и пологое в нижней. При этом в каждой точке по профилю откоса должно выполняться условие

$$\text{tg } \psi_p = \text{tg } \alpha_i = \text{tg } \varphi + \frac{C}{\gamma z_i} \quad (259)$$

где z_i — глубина рассматриваемой точки, м.

В нашем случае z_i есть высота откоса H_i .

Для построения равнопрочного отвала борт карьера или откос отвала разбивается на горизонтальные слои. Для каждого слоя по физико-механическим характеристикам пород определяются углы устойчивого откоса α_i по формуле (259), по которым вычерчивается профиль откоса. Построение можно вести снизу вверх и сверху вниз.

Недостатком этого метода является то, что здесь не учитывается величина H_{90} (глубина возникновения площадок сдвига). Теоретически доказано, что площадки сдвига в массиве откоса могут возникнуть при напряжениях не менее $\sigma_0 = 2ctg(45^\circ - \frac{\varphi}{2})$. Такое напряжение возникает на глубине от поверхности, равной H_{90} . По этому методу откос устойчив

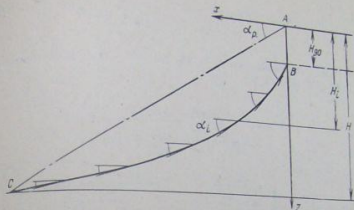


Рис. 86. Расчетная схема по методу равнопрочного откоса

только в точке верхней бровки при $\alpha=90^\circ$. На самом деле условие должно выполняться на всю глубину H_{90} . Поэтому в формуле (259) нужно ввести величину H_{90} и записать ее так:

$$\text{tg } \alpha = \text{tg } \varphi + \frac{C}{\gamma(H-H_{90})} \quad (260)$$

Рассмотрим возможность графического нахождения высоты равнопрочного откоса при заданном угле его наклона. Так как поверхность откоса при рассматриваемом методе должна иметь вогнутую форму, угол ее наклона определится наклоном линии AC (рис. 86), соединяющей верхнюю и нижнюю бровки откоса. Из точки A проводим линию AC под заданным углом наклона откоса α_p . Вычисляем и откладываем величину H_{90} Разбив откос по высоте на слои, находим для каждого слоя α_i и из точки B строим профиль откоса до пересечения с линией AC в точке C. Высота откоса H берется из чертежа. Для условий отвалов карьера Саяк-1 при $\alpha_p=37^\circ$ после построения равнопрочного откоса для слоя породы мелкой фракции получаем предельную высоту его $h_1=20,6$ м. С учетом коэффициента запаса $n_3=1,2$ $h_{13}=17,2$. Тогда общая высота устойчивого отвала будет $H_y = 17,2 \frac{60,0}{15,0} = 68,8$ м.

Наблюдения за оползнями со сравнительно малым сцеплением пород в массиве, например отвалов, показывают, что поверхность скольжения начинается непосредственно от верхней площадки, т. е. величина упругого слоя для таких пород сравнительно мала. В связи с этим можно использовать упрощенный метод оценки устойчивости откосов. Здесь поверхность скольжения принимает кругоцилиндрическую форму. Коэффициент устойчивости n_y находится аналитически по формуле

Анализ нарушений устойчивости откосов отвалов свидетельствует о том, что внешние нагрузки, вызываемые массой горнотранспортного оборудования, являются одной из многих причин возникновения оползней не только в глинисто-песчаных породах, но и в скальных. Это влияние возрастает с увеличением массы оборудования.

Оценка безопасности работы экскаваторов, железнодорожного транспорта, автосамосвалов сводится к определению ширины площадки безопасности, т.е. расстояния от верхней бровки откоса отвала до ближайшего края их опорной части при заданном коэффициенте устойчивости. Расчет устойчивости откосов отвалов с учетом внешней нагрузки также производят при предельном равновесии по наиболее напряженной поверхности скольжения. В качестве расчетных характеристик кроме сцепления C , угла внутреннего трения φ , средней плотности пород γ используются ширина опорной части оборудования b , его масса P , приходящаяся на 1 м фронта, и ширина площадки безопасности m .

Отличительными особенностями методики расчета нагруженных откосов по сравнению с ненагруженными являются: устойчивость откосов обуславливается величиной нагрузок и расположением их на верхней площадке; массив, прилегающий к откосу, находится в более сложном напряженном состоянии; расположение поверхностей разрушения в отвале зависит от местонахождения нагрузки по отношению к верхней бровке, ширины загруженного участка и угла откоса; конфигурация поверхности разрушения в однородном массиве соответствует решениям теории предельного равновесия.

VI.6.1. Методы расчета устойчивости нагруженных отвалов

До 50-х годов расчет нагруженных откосов преимущественно сводился к определению ширины бермы безопасности по формуле Е. Ф. Шешко [105]

$$m = H (\operatorname{ctg} \alpha_{\gamma} - \operatorname{ctg} \alpha_p), \quad (264)$$

где α_{γ} — угол устойчивого откоса, градус; α_p — рабочий угол откоса, градус.

Однако величину внешней нагрузки эта формула не учитывает.

В настоящее время предложено несколько способов расчета нагруженных откосов, относящихся лишь к некоторым частным случаям; не отражающим возможного деформирования откоса от действия внешней нагрузки ограниченной ширины по фронту. Иными словами даются решения плоской задачи без учета объемного фактора. Рассмотрим некоторые из способов.

В практике широко используется метод построения поверхности скольжения в нагруженном откосе, разработаный в ИГД им. А. А. Скопинского в 1963 г. Суть построения поверхности скольжения понята из чертежа, показанного на рис. 88. Здесь линия $ACEF$, состоящая из прямолинейного отрезка AC , криволинейного CE и прямолинейного EF , ограничивает область предельного напряжения состояния

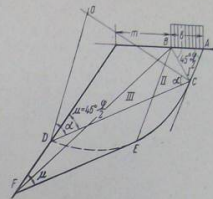


Рис. 88. Построение поверхности скольжения в нагруженном отвале

в массиве отвала и служит расчетной поверхностью скольжения. При этом отрезки BC , BE и BF образуют зоны: I — минимального напряженного состояния, II — напряженного состояния, III — максимального напряженного состояния.

Если удельное давление опорной части машины на 1 м² площади породы P больше или равно напряжению $\sigma_0 = 2C \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)$, то поверхность скольжения строится непосредственно под опорной частью оборудования. Если удельное давление меньше σ_0 , то поверхность скольжения строится, начиная с глубины

$$H_{90} = \frac{\sigma_0 - P}{\gamma}, \quad (265)$$

а выше проводится вертикальная линия до края опоры (треугольника отрыва). Расчет устойчивости откоса отвала по этой поверхности скольжения производится по методу алгебраического сложения сил, по которому массив разбивается на отдельные расчетные блоки. Нагрузка от горнотранспортного оборудования распределяется только на те блоки, на которые оно опирается. Определяются суммарные сдвигающие и удерживающие усилия, а по их отношению — коэффициент устойчивости. Ширину площадки безопасности m при известной величине внешней нагрузки и заданном коэффициенте устойчивости определяют методом подбора, строя соответствующую поверхность скольжения для каждого случая расположения внешней нагрузки относительно верхней бровки отвала.

Расчет устойчивости откосов нагруженных отвалов по методу ВНИИ [99] производится в следующем порядке. На разрезе отвала строится ряд поверхностей скольжения (рис. 89). В своей части поверхности скольжения

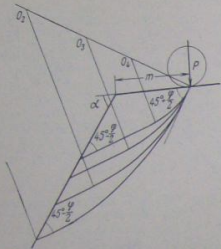


Рис. 89. Схема к расчету допустимых нагрузок на откос

ются обычно круглоцилиндрическими, в верхней прямолинейной части они наклонены к вертикали под углом $(45^\circ - \frac{\varphi}{2})$, а в нижней, также прямолинейной, выходят в откос под этим же углом. Здесь также при удельном давлении $P < \sigma_0$ используется формула (265). При данной величине внешней нагрузки и расстоянии между верхней бровкой откоса и крайней опорной частью оборудования отыскивается наиболее напряженная поверхность скольжения по минимальному коэффициенту устойчивости. Площадкой безопасности будет такое расстояние от верхней бровки откоса до опорной части машины, при котором минимальный коэффициент устойчивости равен заданному. Суммарные удерживающие и сдвигающие силы определяются также по способу алгебраического сложения сил. При необходимости более точного определения коэффициента устойчивости нагруженного откоса нужно производить расчет по трем-четырем разрезам, принимая во внимание, что поверхность скольжения имеет циркуобразную форму, и затем определить средний коэффициент запаса устойчивости. Однако размеры по фронту призмы возможного обрушения и ее очертания в плане при этом методе не даются, что существенно снижает ценность расчетного метода. К тому же предположение, что поверхность скольжения пересекает верхнюю бровку откоса в плане под углом $\mu = (45^\circ - \frac{\varphi}{2})$ вызывает сомнения. При увеличении площадки безопасности этот угол должен приближаться к вертикальному.

Для определения ширины площадки безопасности методом, предложенным в работе [76], используется формула, основанная на разработанном проф. В. А. Мироненко графическом методе построения поверхности скольжения в однородном массиве плоского откоса (ширина площадки принимается равной ширине призмы возможного обрушения откоса, находящегося в предельном состоянии)

$$m = 2(H + \Delta H) \frac{\text{ctg}(45^\circ + \frac{\varphi}{2}) \sin \frac{\alpha - \varphi}{2}}{\sin \alpha} \quad (266)$$

где $\Delta H = \frac{P}{b\gamma}$ — высота эквивалентного слоя породы, заменяющего нагрузку от массы оборудования, м; P — внешняя нагрузка на 1 м фронта, кг/м; b — ширина опорной части оборудования, м.

Предлагаемый способ учитывает действительную высоту всего откоса, хотя установлено, что внешняя нагрузка действует по глубине только на некоторую ее часть.

Расчет площадки безопасности по методу [89] базируется на схеме построения равнопрочного откоса [34]. В этом случае угол устойчивого откоса α определяется по формуле

$$\text{ctg} \alpha = \frac{n_s}{\text{tg} \varphi + \frac{C}{H\gamma}} \quad (267)$$

где n_s — коэффициент запаса устойчивости.

Для определения угла устойчивого откоса с учетом дополнительной внешней нагрузки α_{P_0} используется формула

$$\text{ctg} \alpha_{P_0} = \frac{n_s}{\text{tg} \varphi + \frac{C}{\gamma H + P_0}} \quad (268)$$

где P_0 — удельная нагрузка от оборудования, Па.

Тогда площадка безопасности на верхней площадке отвала определится из выражения

$$m = H (\text{ctg} \alpha_{P_0} - \text{ctg} \alpha) \quad (269)$$

Так как по методу [34] углы устойчивого откоса по высоте имеют различные значения, то для более точного определения m общая высота отвала H делится на несколько слоев мощностью h .

В окончательном виде формула имеет вид

$$m = \sum \frac{h n_s}{\text{tg} \varphi + \frac{C}{a\gamma h + P_0}} - \sum \frac{h n_s}{\text{tg} \varphi + \frac{C}{a\gamma h}} \quad (270)$$

где a — число слоев мощностью h .

Анализ формулы (270) показывает, что при малых значениях сцепления пород в отвалах площадка безопасности является минимальной, несмотря на значительную общую высоту откоса, в то время как естественное предположение, что при минимальном сцеплении пород площадка безопасности должна быть максимальной.

Расчет площадки безопасности по методу, предложенному в работе [3], основывается на предположении, что на отвалах автомобили-самосвалы должны разгружаться за пределами

призмы возможного обрушения, ширина которой зависит от общей высоты отвала. Поверхность возможного обрушения принимается плоской, наклоненной к горизонту под углом внутреннего трения пород φ . Для определения площадки безопасности можно пользоваться двумя формулами:

$$m = H(\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \alpha);$$

$$m = \frac{2C}{\gamma \sin^2 \varphi} \quad (271)$$

Если первая формула следует из принятых допущений автота, то вторая должна исходить из условия предельного равновесия призмы возможного обрушения. Между тем из формулы этого не видно. Кроме того, неправомерно предполагать, что обрушение на отвале может произойти под углом φ .

Согласно исследованиям [102] угол обрушения равен $\theta = \frac{\alpha + \varphi}{2}$.

К тому же в изотропной среде обрушение по плоской поверхности может произойти для сравнительно крутых откосов с углом наклона не менее 60° .

Таким образом, известные в практике способы расчета площадок безопасности при отвалообразовании имеют различные предпосылки, дают далеко не однозначные результаты, не учитывают размеров горнотранспортного оборудования и его расположения по фронту отвала.

Для условий залегания пород в отвале карьера Саяк-1 (общая высота отвала $H=60$ м, $\gamma_{\text{ср}}=2,31 \cdot 10^3$ кг/м³; $C_{\text{ср}}=-0,12 \cdot 10^4$ Па; $\varphi_{\text{ср}}=35,4^\circ$ мощность верхнего слоя пород с мелкой фракцией $h_1=15$ м; $\gamma_1=2,25 \cdot 10^3$ кг/м³; $C_1=0,4 \cdot 10^4$ Па; $\varphi_1=34^\circ$, угол откоса $\alpha=37^\circ$, коэффициент запаса устойчивости $n_0=1,2$) и отсыпки отвала с использованием автосамосвала БЛАЗ-548 (масса его в момент разгрузки на заднюю ось $Q=45,5 \cdot 10^3$ кг, ширина опорной части задних колес $b_{\text{ср}}=0,7$ м, ширина по скатам задних колес $d=3,5$ м) расчеты по приведенным выше формулам дают следующие результаты: по методу ИГД им. А. А. Скочинского, площадка безопасности равна 2,8 м, по работе [99] — 1,8 м и по работе [76] — 2,0 м.

Значительный разброс в вычислении m рассмотренными выше методами затрудняет окончательное принятие размера площадки безопасности на отвалах карьера Саяк-1.

VI.6.2. Расчет устойчивости откоса отвала от действия внешней нагрузки значительной протяженности по фронту (по методике КарПИ)

Для теоретически обоснованного решения рассматриваемой задачи воспользуемся положениями, приведенными в работе [90].

Для определения несущей способности откоса в этой работе была предложена формула

$$\beta_0 = \frac{\pi}{2} + \frac{\operatorname{ctg} \varphi}{2} \ln \left(\frac{P}{C \operatorname{ctg} \varphi} \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} \right) \quad (272)$$

зависимости между углом откоса β_0 и величиной удельной основной нагрузки P , равномерно распределенной по горизонтальной площадке (рис. 90), при которой не происходит выпирания пород в зоне верхней бровки, т.е. откос в этом случае находится в предельном напряженном состоянии.

В нашем случае удельная нагрузка P складывается из массы породы высотой H_0 и внешней нагрузки [51]

$$P = H_0 \gamma + \frac{Q}{lm'} \quad (273)$$

где Q — масса внешней нагрузки, кг; l — длина нагрузки по фронту, м; m' — ширина призмы возможного обрушения, м.

Из совместного решения уравнений (272) и (273) найдем, что ширина призмы возможного обрушения

$$m' = \frac{Q}{C \cdot K} \quad (274)$$

где

$$K = 2 \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right) \left[\frac{\frac{\pi(60-\alpha)}{e^{180} \operatorname{tg} \varphi}}{1 - \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)} - 1 \right];$$

$\alpha = (180 - \beta_0)$ — угол наклона откоса, градус.

На рис. 91 представлены графики функции $K=f(\alpha, \varphi)$ для всех возможных значений углов наклона откосов и углов внутреннего трения пород. Формула (274) и график на рис. 90 позволяют определить m' . Если ширина опоры горнотранспортного оборудования вкrest откоса равна b , то расстояние от верхней бровки откоса до края опоры, т.е. ширина площадки безопасности,

$$m = m' - b. \quad (275)$$

Поверхность скольжения в области максимального напряженного состояния III и минимального I имеет прямолинейную форму, а в области Прандтля II — криволинейную (в первом приближении круглоцилиндрическую). Порядок построения поверхности скольжения для оценки устойчивости нагруженного откоса следующий (см. рис. 91).

Задаваясь расстоянием между верхней бровкой откоса и ближайшим краем внешней нагрузки и зная ширину ее приложения, строится зона минимального напряженного состояния I

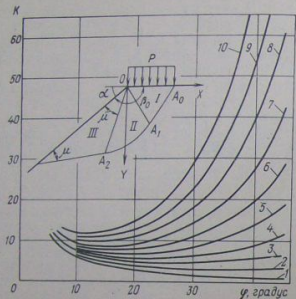


Рис. 90. Определение условий выпирания пород в откос отвала и графики зависимости $K=f(\alpha, \varphi)$:
 1 — $\alpha=80^\circ$; 2 — $\alpha=80^\circ$; 3 — $\alpha=70^\circ$; 4 — $\alpha=60^\circ$; 5 — $\alpha=50^\circ$;
 6 — $\alpha=40^\circ$; 7 — $\alpha=30^\circ$; 8 — $\alpha=20^\circ$; 9 — $\alpha=10^\circ$; 10 — $\alpha=0$

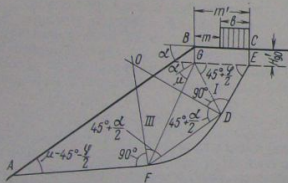


Рис. 91. Построение поверхности скольжения в массиве отвала, нагруженного по фронту большого протяжения

(область GED). При этом нужно помнить, что при удельном давлении внешней нагрузки $P < 2C \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right)$ поверхность скольжения строится с учетом H_{90} , вычисляемой по формуле (265). Затем из точки G проводится прямая GF под углом $\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right)$ к откосу, разделяющая зоны II и III. Из точки D восстанавливается перпендикуляр DO к линии DE . От перпендикуляра DE откладывается угол $\left(45^\circ + \frac{\alpha}{2}\right)$ и проводится хорда DF до пересечения с линией GF в точке F . От хорды в точке F откладывается угол $\left(45^\circ + \frac{\alpha}{2}\right)$ проводится линия FO до пересечения с DO . Точка O — центр дуги криволинейной части поверхности скольжения. К радиусу FO в точке F восстанавливается перпендикуляр FA до пересечения с откосом в точке A . Полученная в результате такого построения линия $CEDFA$ является расчетной поверхностью скольжения, так как ограничивает область предельного напряженного состояния в массиве отвала.

Коэффициент устойчивости как отношение удерживающих и сдвигающих сил определяется разбивкой призмы возможного обрушения на элементарные блоки. При этом вся внешняя нагрузка принимается равномерно распределенной по всей ширине призмы возможного обрушения. На правочерность откоса подхода указывает тот факт, что при деформации откоса от чрезмерной внешней нагрузки среда — породный массив и горнотранспортное оборудование — выступает как единое целое.

Предлагаемое решение по определению ширины площадки безопасности применимо для внешней нагрузки значительной протяженности по фронту, так как не учитывает объемности призмы возможного обрушения.

Основным отличием предлагаемого метода от разработанного в ИГД им. А. А. Скочинского является то, что несущая способность отвала определяется силами, препятствующими выпиранию пород в откос в районе действия внешней нагрузки. Именно такой подход используется в механике грунтов при изучении несущей способности пород в основании каких-либо сооружений.

Ниже приводится расчет площадки безопасности для железнодорожного состава на внешнем отвале Златоуст-Беловский карьера. При расчете используются прочностные характеристики слоя пород мелкой фракции, т.е. $C=0,4 \cdot 10^4$ Па; $\varphi=34^\circ$.

Для нагруженного железнодорожного состава отношение $\frac{Q}{l} = 19,4 \cdot 10^3$ кг/м. Ширина колес $b_k = 1,52$ м.

Согласно графикам, представленным на рис. 91, при $\alpha = 35^\circ$ и $\varphi = 34^\circ$ коэффициент $K = 5$. Тогда согласно выражению (274)

$$m' = \frac{19,4}{0,4 \times 13} = 3,23 \text{ м.}$$

С учетом коэффициента запаса устойчивости $n_3 = 1,2$ $m_{уст} = m' \times n_3 = 3,23 \times 1,2 = 3,9$ м.

Правомерность определения $m_{уст}$ обосновывается исследованиями, проведенными в работе [2], которые показывают, что коэффициент устойчивости нагруженного откоса при прочих равных условиях с увеличением ширины площадки безопасности возрастает по прямолинейной зависимости.

$$\text{Окончательно } m = m_{уст} - b_n = 3,90 - 1,52 = 2,38 \text{ м.}$$

VI.6.3. Расчет устойчивости откоса отвала, нагруженного сосредоточенной нагрузкой (по методике КарПИ)

При действии внешней нагрузки малых размеров по фронту (например, автосамосвал в момент разгрузки) задачу устойчивости откосов отвалов можно решить, исходя из следующих соображений.

Предполагается, что в районе верхней бровки откоса отвала (место приложения внешней нагрузки) образуется напряженная область, имеющая форму эллипсоида деформации. В пользу такого предположения свидетельствует тот факт, что наблюдениями за локальными обрушениями откосов естественного и искусственного происхождения установлены циркообразные вывалы части массива горных пород, имеющие ограниченные размеры по высоте, фронту и в глубину массива. Эта циркообразная форма обрушения ближе всего описывается трехосным эллипсоидом

$$\frac{x^2}{a^2} + \frac{y^2}{b^2} + \frac{z^2}{c^2} = 1. \quad (276)$$

Ориентирован эллипсоид в массиве отвала в районе верхней бровки следующим образом. Большая его полуось a лежит в плоскости откоса, средняя полуось c совпадает с линией верхней бровки, а малая полуось b расположена перпендикулярно к плоскости откоса.

Построим эллипсоид деформации, образованный сосредоточенной нагрузкой, удаленной от верхней бровки по верхней площадке отвала на величину m — площадка безопасности — и имеющей размер по фронту отвала l (например, база заднего моста автосамосвала).

Проекции точек f' и f на ось z (рис. 92, а) принимаются за фокусы горизонтального эллипса F'_r и F_r . Тогда расстояние между фокусами этого эллипса будет определяться величиной l . Согласно определению эллипса и зная, что точки f' и f принадлежат к горизонтальному эллипсу, легко построить сам эллипс графически. Его большая полуось, являющаяся средней осью эллипсоида деформации, через известные параметры определится по формуле

$$c = \frac{1}{2} (m + \sqrt{e^2 + m^2}). \quad (277)$$

Малая полуось горизонтального эллипса

$$r = \sqrt{cm}. \quad (278)$$

Построение главного эллипса в вертикальной плоскости, перпендикулярной откосу (рис. 92, б), производится через параметр r и большую его полуось a , являющуюся одновременно большой полуосью эллипсоида деформации. При этом

$$a = \frac{h}{\sin \alpha}. \quad (279)$$

где α — угол откоса отвала, градус; h — высота призмы возможного обрушения от действия внешней нагрузки, м.

Малая полуось главного эллипса, являющаяся малой полуосью эллипсоида деформации, определится из выражения

$$b = \frac{rh \sin \alpha}{\sqrt{h^2 - r^2 \sin^2 \alpha \cos^2 \alpha}}. \quad (280)$$

Расстояние от точки O до фокуса F'_r главного эллипса, расположенного по откосу, находится по формуле

$$\mathcal{E}_n = \sqrt{a^2 - b^2}. \quad (281)$$

Отложив величину \mathcal{E}_n по оси x , совпадающей с линией откоса, от точки O в обе стороны, находим положение фокусов — точки F'_n , F_n . Используя их, графически строим главный эллипс по любому из правил математики.

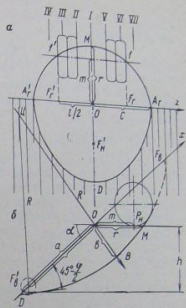


Рис. 92. Схема построения расчетной поверхности скольжения в массиве отвала, нагруженного сосредоточенной нагрузкой (по методике КарПИ): а — в плане; б — в главном сечении

Для аналитического решения эллипс вертикального сечения строится по двум радиусам: $(a - \mathcal{E}_n)$ и R . Радиус большой дуги находится из выражения

$$R = \frac{2a\mathcal{E}_n + b^2 - a^2}{2(\mathcal{E}_n + b - a)} \quad (282)$$

Положение центра окружности \mathcal{C} ясно из чертежа.

Для последующих расчетов нас интересует только та часть линии вертикального эллипса, которая проходит в теле откоса. Проведя к ней касательную под углом $(45^\circ - \frac{\varphi}{2})$ к откосу, на-

ходим точку D . Кривая DBM является потенциальной поверхностью скольжения в главном сечении.

Расчет устойчивости откоса производится методом алгебраического суммирования сил по потенциальной поверхности скольжения с учетом внешней нагрузки Q . При этом коэффициент устойчивости $n_{уст}$ равняется отношению сил, удерживающих и сдвигающих призму возможного обрушения. При известных физико-механических свойствах горных пород в отвале C , φ , γ , величине Q , удалении действия внешней нагрузки от верхней бровки m , угле откоса α экстремальным способом аналитически $(\frac{\partial n}{\partial n} = 0)$ или методом подбора графически нахо-

дится высота призмы возможного обрушения h для главного сечения, соответствующая минимальному коэффициенту устойчивости. Определив таким образом h , находится общий коэффициент устойчивости как отношение суммы удерживающих и сдвигающих сил по нескольким вертикальным сечениям в пределах объемной призмы возможного обрушения. При этом параметры эллипсов в сечениях определяются через параметры эллипса в главном сечении из подобия по формулам:

$$a_i = Ka; \quad b_i = Kb; \quad R_i = KR; \quad \mathcal{E}_i = \mathcal{E}_n; \quad h_i = Kh, \quad (283)$$

где $K = \sqrt{1 - f_i^2}$; f_i — удаление i -го сечения от главного.

Варьируя расстояние m от верхней бровки уступа до точки приложения внешней нагрузки, можно найти общий коэффициент устойчивости, равный заданному, а соответствующее ему расстояние будет являться площадкой безопасности. Производя подобные расчеты для внешних нагрузок различной величины, можно найти зависимость $m = f(Q)$ для отвальных пород с их конкретными физико-механическими свойствами.

Произведем расчет площадки безопасности графоаналитическим способом для условий отвалов карьера Саяк-1 при отрыти приведены выше. Первоначально строим эллипсоид деформации при удалении внешней нагрузки от верхней бровки на 2 м. Расчет производим по 7 сечениям. Так как в сечениях

эллипсы подобны друг другу, то находятся удерживающие и сдвигающие силы только по главному сечению, а по остальным сечениям — через коэффициент подобия K . Необходимо отметить, что этот коэффициент не связан внешней нагрузкой.

Расчеты показывают, что коэффициент устойчивости по главному сечению $n_{y1} = 1,053$. При удалении сечений от главной к периферии коэффициенты устойчивости возрастают. Особенно они велики по сечениям, расположенным за пределами приложения внешней нагрузки.

Общий коэффициент устойчивости объемной призмы возможного обрушения с учетом внешней нагрузки

$$n_{y, \text{общ}} = \frac{\sum \varphi_p \Sigma \Sigma T_i + C_p \Sigma \Sigma T_i}{\Sigma \Sigma T_i} = 1,122.$$

Значит, в данном случае размещение автосамосвалов на удалении 2 м от верхней бровки недопустимо, потому что полученный коэффициент устойчивости меньше заданного ($n_y = 1,2$).

Аналогичные расчеты произведем при удалении внешней нагрузки на 3 м. В этом случае $n_{y, \text{общ}} = 1,515$.

Окончательно площадку безопасности при $n_y = 1$ (условие предельного равновесия) определим из выражения

$$m = m_{\min} + \frac{(m_{\max} - m_{\min})(1 - n_{y, \min})}{n_{y, \max} - n_{y, \min}} \quad (284)$$

В нашем случае

$$m = 2 + \frac{(3-2)(1-1,122)}{1,515-1,122} = 1,7 \text{ м.}$$

С учетом заданного коэффициента запаса устойчивости $n_0 = 1,2$ окончательно

$$m_y = mn_0 = 1,7 \times 1,2 = 2,0 \text{ м.}$$

VI.6.4. Технология обеспечения площадки безопасности при разгрузке автосамосвалов на отвалах

Одним из способов обеспечения расчетной величины площадки безопасности является создание земельного предохранительного вала. При отвалообразовании в условиях карьера Саяк-1 предохранительный вал шириной 2,0 м должен быть высотой не менее 0,8—0,9 м с углом естественного откоса 38—40°. Практически он создается непосредственно в момент разгрузки автосамосвала, когда основная часть остается на верхней грузки отвала. Некоторая часть остается на верхней площадке. Выравнивание породного вала у бровки откоса отвала и соблюдение его параметров производится бульдозерами,

которые постоянно должны обслуживать фронт отсыпки. Вся сложность при этом заключается в правильном выносе границы площадки безопасности. Эта задача должна полностью лежать на маркшейдерской службе предприятия. Границу площадки необходимо отмечать на фронте отвальных работ колышками не реже чем через 20 м. Бульдозерист должен четко видеть ее при оформлении заградительного вала.

Если известен фронт отвальных работ на какой-то период времени L_{ϕ} , высота отвала H , угол откоса α , грузоподъемность автосамосвала P , средняя плотность отсыпаемых в отвал пород γ , то в случае равномерной отсыпки по всему фронту можно подсчитать число машино-рейсов N , соответствующее подвиганию отвала L , по формуле

$$N = \frac{P}{L} \frac{L_{\phi} \gamma H}{\sin \alpha} \quad (285)$$

Так, для отвала карьера Саяк-1 на фронте $L_{\phi} = 100$ м подвигание $P = 1$ м обеспечат

$$N = \frac{100 \cdot 2,31 \cdot 60}{40 \cdot 0,602} \cdot 1 = 575 \text{ машино-рейсов.}$$

Такой подсчет позволит равномерно и периодически переносить границу площадки безопасности, например, через каждые 0,5 м по мере подвигания отвала.

Для правильного выноса границы площадки безопасности нужно осветить здесь следующий вопрос.

Как уже отмечалось выше, при исследовании строения отвала по высоте нами зафиксировано, что иногда на поверхности откоса в зоне мелкой фракции оседают огромные куски породы, которые создают своей выступающей частью подпор

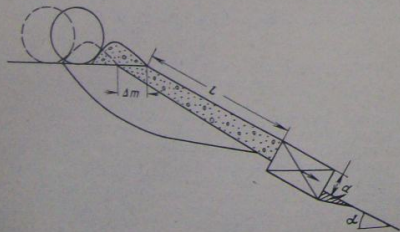


Рис. 93. Схема образования «ложной» площадки безопасности

вышележащей породы. В свою очередь, это приводит к образованию «ложных» площадок безопасности (рис. 93). Когда вес подпертых пород будет более силы подпора, произойдет обрушение негабаритных кусков, а вместе с ними и зуется своего рода лавина, вовлекающая в движение породы. Иногда эта лавина доходит до самого низа отвала. Сами по себе эти периодически образующиеся местные лавины не влияют на общую устойчивость откосов и не представляют кусков породы значительно искажает картину истинного положения верхней бровки откоса и может ввести в заблуждение при о контуривании площадки безопасности. При этом фактическая ширина площадки безопасности может оказаться меньше предельно необходимой на некоторую величину Δm , называемую «ложной» площадкой, и определяемую по формуле

$$\Delta m = \operatorname{cosec} \alpha [d - L \sin(\alpha - \alpha_{e.o})], \quad (286)$$

где α — угол откоса отвала, градус; $\alpha_{e.o}$ — угол естественного откоса подпертой породы, градус; d — высота выступающей части негабаритного куска породы, м; L — удаление негабаритного куска от верхней бровки по откосу, м.

Для отвала скальных пород карьера Саяк-1 $\alpha = 37^\circ$, угол α' можно принять равным углу внутреннего трения мелкофракционного слоя $\varphi = 34^\circ$. Анализ выражения (286) показывает, что даже куски породы размером 1 м способны косвенным образом уменьшить действительную площадку безопасности на 20—60%. В результате автосамосвал в момент разгрузки оказывается в пределах призмы возможного обрушения, что является недопустимым. Поэтому «ложную» площадку обязательно нужно учитывать при выносе границы истинной площадки безопасности.

Необходимо отметить, что появление «ложных» площадок в том или ином месте вдоль верхней бровки откоса отвала имеет случайный характер. Ширина каждой площадки по фронту превышает 3—5 м. Визуальным обследованием верхней части откоса установлено, что обычно они не группируются, а расредоточены по фронту. Число их на фронте отвальных работ обычно не превышает 10. Поэтому с достаточной для практики точностью «ложные» площадки можно не учитывать, если вынос границы площадки безопасности производить параллельно истинному положению верхней бровки без изгибов в местах расположения выявленных «ложных» площадок.

За последнее десятилетие в горной промышленности определилась тенденция к последовательному увеличению доли открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых. Для современных карьеров является характерным усложнение общей обстановки, поскольку карьеры становятся более глубокими, а геологические и горно-технические условия разработки более сложными, поэтому накопленный опыт по борьбе с оползнями на карьерах полезен для решения актуальных вопросов ведения открытых горных работ.

В книге приведены результаты исследования и опыт практики по разработке методов предупреждения деформаций откосов, а именно: разработка вопросов теории проведения эксперимента на обширной территории в разных горно-геологических условиях, анализ результатов теоретических и экспериментальных исследований, разработка рекомендаций и их внедрение в промышленность.

В общий комплекс факторов, подлежащих совместному учету и изучению, включены: исследование и научное обобщение физико-механических свойств горных пород и сопоставление полученных результатов по рассматриваемым месторождениям с целью отыскания общих закономерностей; изучение структурно-тектонических особенностей горного массива, как одного из главных факторов предупреждения деформаций откосов; научная разработка методик по практическому использованию данных; теоретические разработки с учетом указанных выше факторов по определению параметров горных работ, которые бы исключали опасные явления; исследования влияния массовых взрывов на устойчивость уступов и отыскание путей сохранения естественной прочности горных пород; влияние гидрогеологических факторов на устойчивость откосов; научная разработка технологических схем ведения горных и буровзрывных работ, которые бы предупреждали возникновение деформаций бортов карьеров или позволяли эффективно вести разработку месторождения в условиях возникших оползней; исследование устойчивости отвалов и практические рекомендации по выбору их параметров.

Методы математической статистики и корреляционного анализа дали возможность обобщить данные физико-механических

свойств горных пород, слагающих борта карьеров по угольным и рудным месторождениям Казахстана. Разработана единая математическая система, получены обобщающие графоаналитические и аналитические зависимости между свойствами горных пород и глубиной их залегания в недрах. Научно обоснована возможность прогнозирования свойств горных пород на исследуемых месторождениях, определены коэффициенты структурного ослабления, позволяющие при решении инженерных задач, в том числе и задач по устойчивости откосов, делать переходы от прочностных свойств пород в образце к свойствам, присущим массиву.

На основании проведенных исследований и горно-геометрического анализа предложена и проверена в производственных условиях новая, научно обоснованная методика обработки замеров структурно-тектонических ослаблений в горном массиве. На основании математического анализа найдены для некоторых месторождений и отдельно взятых участков закономерности изменения структурных особенностей горного массива с глубиной залегания пород и сделаны прогнозы по еще не вскрытым горизонтам, позволяющие обоснованно выбирать меры по обеспечению устойчивости приконтурных уступов.

Во взаимосвязи с указанными выше факторами разработаны расчетно-теоретические методы по определению параметров уступов и бортов карьеров для сложных горно-геологических условий. Приведены расчетные схемы и дана методика производства расчетов по устойчивости откосов; дана графическая интерпретация аналитических способов расчета устойчивости откосов уступов и бортов карьеров в анизотропной среде с целью исключения трудоемкости вычислений по аналитическим зависимостям; определены параметры вертикального откоса по отношению к поверхности залегания пород; определены условия влияния поверхности ослабления на устойчивость откосов; даны аналитические формулы для учета коэффициента запаса устойчивости в расчетах высоты уступов, сложенных скальными породами; приведены результаты исследований осыпания откосов уступов на карьерах во времени. Приведенные в книге исследования доведены до раскрываемых формул, имеющих взаимные переходы при изменении структурных особенностей горного массива.

На основе теоретических исследований и экспериментальных работ установлено влияние массовых взрывов на разрушаемость приконтурных уступов, представленных скальными породами. Разработана методика по более полному учету структурных особенностей массива и физико-механических свойств пород при проведении контуры и дана их оценка. Определены размеры зон разрушений, а также установлена оптимальная величина приконтурной полосы, где требуется спе-

циальная технология ведения горных и буровзрывных работ для обеспечения большей устойчивости бортов карьеров. Результаты теоретических исследований и научных обобщений проверены и подтверждены в производственных условиях.

В работе дан опыт работы по предупреждению и борьбе с оползнями на карьерах. Обращается внимание на основные дренажа на некоторых карьерах Казахстана и на общие проблемы дренажа месторождений как первоочередной меры предупреждения оползневых явлений. Приводятся апробированные в производственных условиях технологические схемы по затопке уступов на проектном контуре для скальных трещиноватых массивов. Рассмотрены вопросы целесообразности двусторонней разработки мультдобычных телослоев, оставления предохранительных целиков на карьерах, залежей, оставления оползнями и возможность и целесообразность создания искусственных оползней на отдельных участках при отработке месторождений.

Отвалы являются неотъемлемой частью открытых горных работ, обеспечение устойчивости их откосов влияет на общий технологический процесс добычи полезных ископаемых.

В книге приведены результаты исследования устойчивости внешних отвалов, расположенных на твердом и слабом основании; даются результаты исследования и обобщения гранулометрического состава пород в отвалах и взаимосвязи между физико-механическими их свойствами, приводятся расчетные схемы и методы по определению устойчивости откосов в разных геологических условиях с учетом нагруженности отвалов и безопасности работы горнотранспортного оборудования на отвалах.

Особенностью приводимых в настоящей книге исследований и обобщений является то, что их результаты внедрены на производстве с большим экономическим эффектом. Только по одним саякским карьерам фактическая экономия определилась более чем в 10 млн. руб. Область использования полученных результатов исследования по предупреждению и борьбе с оползнями не ограничивается карьерами, где проведены исследовательские работы, а может быть распространена на карьеры других месторождений с аналогичными условиями.

1. Агу И. А. Некоторые результаты наблюдений за влиянием взрывных работ на устойчивость бортов карьеров. — Сб. статей ВНИИМ № 45. Л., 1962, с. 106—113.
2. Александров Б. К. Оценка устойчивости откосов нагруженных уступов в карьерах. — Добыча угля открытым способом, М., 1969, № 11—12.
3. Амиралли К. А. Определение возможной ширины прями обрушения на автомобильных отвалах. — В кн.: Вопросы маршевого дела из открытых разработках. ч. I. Белгород, 1971, с. 88—90.
4. Анализ устойчивости карьеров по всем мире. — Горнорудная промышленность. М., ВНИИТИ. Экспресс-информация, 1977, № 45, с. 4—9.
5. Байконуров О. А., Мельников В. А. Основы горной геофизики. Алма-Ата, Наука, 1970, 326 с.
6. Барон Л. И., Личелли Г. Л. Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. М., Недра, 1966, 136 с.
7. Бахарев А. Г. Некоторые результаты изучения действия массовых взрывов на уступы и борта карьеров. — Изв. вузов, Горный журнал, 1969, № 2, с. 35—38.
8. Бахарев А. Г., Пушкарев В. И., Ким Д. Н. Влияние массовых взрывов на устойчивость бортов карьера. — Изв. вузов, Горный журнал, 1966, № 5, с. 43—47.
9. Белоусов В. В. Основные вопросы геотехники. М., Гостеолиздат, 1962, 608 с.
10. Борц-Кампонцев Б. И. Механика горных пород, массовая и горное давление. М., Недра, 1968, 484 с.
11. Бурштейн Л. С. Статические и динамические испытания свойства пород. М., Недра, 1970, 182 с.
12. Васильев М. В. Назревшие проблемы глубоких карьеров. — Горный журнал, 1977, № 2, с. 38—42.
13. Вилюсов Г. И. Элементы математической статистики в приложениях к решению задач горного дела. — Труды Свердловского горного института, 1970, 119 с.
14. Вопросы механики грунтов на буровзрывных карьерах. Горнорудная промышленность. М., ВНИИТИ. Экспресс-информация, 1968, № 13, с. 1—7.
15. Головачев Н. К. Современное состояние и основные направления развития техники и технологии добычи руд цветных металлов. М., 1966, 189 с.
16. Давыдов С. А. Трещиноватость горных пород и эффект взрыва. — В сб.: Взрывное дело № 53/10. М., Гостеолиздат, 1963.
17. Демин А. М. Устойчивость открытых горных выработок и отвалов. М., Недра, 1973, 232 с.
18. Демин А. М., Шушкина О. И. Борьба с оползнями на карьерах с ружьем. М., 1971, 80 с.
19. Демин А. М., Шушкина О. И. Напряженное состояние и устойчивость отвалов в карьерах. М., Недра, 1978, 158 с.
20. Зотеев В. Г., Можаяв Л. В., Комаров В. В. Изучение трещиноватости пород железорудных месторождений. — Горный журнал, 1970, № 3, с. 54—56.
21. Ильин А. И. Теория и прогноз развития нарушений устойчивости откосов на карьерах. — В кн.: Материалы совещания по вопросам устойчивости откосов на карьерах. Белгород, 1968, с. 19—29.

22. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при разработке рудных месторождений. Л., 1959.

23. Инструкция по расчету устойчивости бортов разрезов при их ликвидации и обеспечению сохранности прилегающих к разрезам территорий. Л., 1977, 55 с.

24. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработка мероприятий по обеспечению их устойчивости. Л., 1971, 187 с.

25. Исследования по устойчивости откосов на открытых разработках в Канаде. Горнорудная промышленность. М., ВИНТИ. Экспресс-информация, 1971, № 4, с. 1—8.

26. Казикаев Д. М., Чухлов Г. И., Фомин Б. А. К вопросу о методах измерения элементов залегания трещин в магнитных горных породах. — В кн.: Вопросы рудничной геологии, ч. II, Белгород, 1970.

27. Камшилов В. В. К вопросу классификации оползней на разрезах Северного Урала. — В кн.: Вопросы рационализации маркшейдерской службы, вып. 29, Свердловск, 1957, с. 147—172.

28. Ким Д. Н., Бахарев А. Г., Сапожников В. Т. Характер деформирования массива горных пород при массовых взрывах на карьерах. — Сб. статей, № 67 — Л., 1967, с. 196—211.

29. Ким Д. Н. Устойчивость уступов, подсеченных диагональными кососекущими трещинами. — В кн.: Вопросы маркшейдерского дела на открытых разработках, ч. I, Белгород, 1971, с. 33—37.

30. Куваев И. Н. Роль трещиноватости в устойчивости откосов и требованию к методике ее изучения. — Сб. статей, № 51, Л., 1964, с. 185—195.

31. Куваев И. Н. О сохранности ориентировки трещин на различных глубинах. — Сб. статей, № 34, Л., 1960, с. 305—307.

32. Кузнецов Г. В., Ульбин В. П. Контурное взрывание на открытых горных работах. М., 1968, 48 с.

33. Леонов А. М., Попов И. И., Ешуткин Н. В. О возможности увеличения высоты внешних отвалов на Экибастульских карьерах. — Уголь, 1969, № 7, с. 36—38.

34. Маслов И. Н. Основы механики грунтов и инженерной геологии. М., Высшая школа, 1968, 629 с.

35. Машанов А. Ж. Механика массива горных пород. Алма-Ата, 1961, 210 с.

36. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Л., 1972, 165 с.

37. Методические указания по определению деформационных, прочностных и фильтрационных характеристик горных пород в стабилотрах. Белгород, 1973, 70 с.

38. Методическое пособие по изучению выветривания и осыпания пород в откосах карьеров. Л., 1970.

39. Методическое руководство по искусственному укреплению откосов скальных и полускальных пород на карьерах. Л., 1967, 156 с.

40. Мазанчик В. Н., Макаров В. Я. Трещиноватость скальных пород восточного уступа Печени и ее влияние на горные работы. — В кн.: Пути повышения эффективности открытых горных работ. Л., Наука, 1970, с. 84—92.

41. Макаюлов П. И. Устройство для натуральных испытаний горных пород. — В кн.: Вопросы маркшейдерского дела, ч. II, Белгород, 1969, с. 178—181.

42. Миронов П. С. Качественная и количественная оценка действия взрыво-народнохозяйственному использованию бортов. — Труды V сессии Ученого совета по народнохозяйственному использованию взрывов. Фрунзе, Илим, 1965.

43. Миронов П. С., Сисин А. Г., Кузнецов Г. В. Сейсмический эффект при промышленных взрывах на карьерах. — Труды V сессии Ученого Совета по народнохозяйственному использованию взрывов. Фрунзе, Илим, 1965.

44. Миронов П. С. Действие взрывов на устойчивость бортов карьеров. — Изв. вузов, Горный журнал, 1967, № 11, с. 30—35.

45. Мироненко В. А. Дренаж глубоких карьеров и его роль в обеспечении устойчивости их бортов. — Сб. статей № 58, Л., 1966, с. 250—257.

46. Мустафина А. М., Садыков Г. Х. Влияние геологической структуры (трещиноватости) массива скальных пород и руд Сарбайского карьера на результаты взрывных работ. — В кн.: Совершенствование производственных процессов на карьерах Казахстана. Алма-Ата, 1967, № 23, с. 14—38.

47. Наставление по эксплуатации гироскопического трещиномера. Белгород, 1972, 23 с.

48. Научные основы проектирования карьеров. Под ред. В. В. Ржевского. М., Недра, 1971, 598 с.

49. Новые решения в технике и технология добычи угля открытым способом. Под ред. Н. В. Мельникова и К. И. Винникова. М., Недра, 1976, 424 с.

50. Окатов Р. П., Попов И. И., Попов В. Н. Некоторые вопросы учета трещиноватости горных пород. — Изв. вузов, Горный журнал, 1970, № 3, с. 21—23.

51. Окатов Р. П. Расчет устойчивости уступов от действия внешней нагрузки. — Изв. вузов, Горный журнал, 1977, № 3, с. 23—25.

52. Окатов Р. П. Аналитическое определение и учет коэффициента запаса в вопросах устойчивости откосов скальных пород. — Изв. вузов, Горный журнал, 1978, № 1, с. 41—48.

53. Окатов Р. П., Шапов П. С. К плоскому решению задачи по устойчивости уступов на карьерах. — Изв. вузов, Горный журнал, 1970, № 12, с. 45—48.

54. Окатов Р. П., Попов И. И., Попов В. Н. О прогнозировании параметров уступов на Карагайлинском карьере. — Изв. вузов, Горный журнал, 1971, № 9, с. 38—42.

55. Окатов Р. П., Попов В. Н. К вопросу определения и учета коэффициента трещиноватости при обработке приконтурных лент. — Изв. вузов, Горный журнал, 1970, № 5, с. 27—31.

56. Окатов Р. П., Попов И. И. Анализ устойчивости откосов уступов, подрезанных двумя диагональными трещинами большого протяжения. — Изв. вузов, Горный журнал, 1972, № 11, с. 51—55.

57. Окатов Р. П. Устойчивость уступов скальных пород с учетом прост-ранственной ориентировки трещин. — Изв. вузов, Горный журнал, 1975, № 11, с. 47—51.

58. Окатов Р. П. Устойчивость откосов, подрезанных двумя кососекущими трещинами. — Изв. вузов, Горный журнал, 1977, № 7, с. 60—62.

59. Окатов Р. П. Устойчивость откосов, подсеченных одной диагональной трещиной. — Изв. вузов, Горный журнал, 1975, № 1, с. 45—47.

60. Определение расчетных показателей для установления оптимальной высоты внешних отвалов / Н. В. Ешуткин, А. М. Леонов, И. И. Попов и др. — Добыча угля открытым способом, 1968, № 6, с. 40—44.

61. Оптимальная степень осушения как средство улучшения покровных вмещающих пород при открытых разработках / С. И. Попов, Б. Г. Пермяков, О. А. Кукушкина и др. — Изв. вузов, Горный журнал, 1970, № 12, с. 10—15.

62. Пономарев И. П. Оползни на угольных разрезах. М., Улетехиздат, 1949, 64 с.

63. Попов И. И. Эмпирические формулы по определению свойств горных пород по угольным карьерам Казахстана. — Изв. вузов, Горный журнал, 1971, № 1, с. 9—16.

64. Попов И. И. О свойствах пород угольных месторождений Казахстана. — Изв. вузов, Горный журнал, 1970, № 1, с. 6—9.

65. Попов И. И. Определение коэффициентов структурного ослабления для горных пород некоторых месторождений Казахстана. — Добыча угля открытым способом, 1969, № 2, с. 36—39.

66. Попов И. И., Окатов Р. П., Каймаков А. Т. К расчету устойчивости отвалов скальных пород на твердом основании. — Изв. вузов, Горный журнал, 1977, № 1, с. 56—59.
67. Попов В. Н., Попов И. И. Изменение структурных особенностей горного массива с глубиной его залегания на Коурдакском месторождении. — В кн.: Горное дело, вып. 3. Алма-Ата, 1967, с. 50—51.
68. Попов С. И. К вопросу о расчете высоты отвального уступа. — В кн.: Вопросы горного дела, вып. 2. М., Металлургияздат, 1945.
69. Попов В. Н., Ли А. П., Попов И. И. Объемное решение задачи по определению параметров уступов в скальных породах. — Изв. вузов, Горный журнал, 1967, № 3, с. 32—34.
70. Попов И. И. Опыт отработки угольных разрезов Волчанского месторождения. М., 1955. 33 с.
71. Попов И. И. Предупреждение оползней на угольных разрезах Северного Урала. Свердловск, 1958. 34 с.
72. Протодьяконов М. М., Тедер Р. И. Методика рационального планирования экспериментов. М., изд-во АН СССР, 1969. 30 с.
73. Пузырев Ю. С., Мильнер Е. С. Опыт охраны поверхностных и интумесцентных сооружений на Коркинских угольных разрезах. М., Углетехиздат, 1950. 18 с.
74. Пустовойтова Т. К., Кагермазова С. В. Влияние структуры массива скальных пород на устойчивость бортов карьеров. Л., Сб. статей № 51, 1964, с. 161—174.
75. Рац М. В., Чернышова С. Н. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. М., Недра, 1970. 159 с.
76. Ревазов И. А. Проектирование искусственных укреплений бортов угольных разрезов. М., изд. ЦНИИУголь, 1971.
77. Результаты промышленно-экспериментальных взрывов по заоткоске уступов на Донских карьерах/И. И. Попов, П. С. Шлаков, Р. П. Окатов и др. — Изв. вузов, Горный журнал, 1974, № 12, с. 49—52.
78. Релюцкий Л. Н., Мироненко В. А. О схемах осушения Соколовского и Сарбайского карьеров. Л., Сб. статей № 58, 1966.
79. Рубцов В. К. О видимом заколообразовании поверхности массива горных пород при взрывных работах. — Изв. вузов, Горный журнал, 1964, № 3, с. 96—101.
80. Рудаков М. Л., Попов И. И., Ли А. П. Предупреждение оползней на карьерах. М., Госгортехиздат, 1960. 135 с.
81. Русский И. И. Отвальное хозяйство карьеров. М., Недра, 1971. 240 с.
82. Рыжов П. А. Математическая статистика в горном деле. М., Высшая школа, 1973. 287 с.
83. Савков Л. В. Расчет устойчивости откосов в скальных трещиноватых породах. — Связно-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1965, № 6, с. 100—107.
84. Садчиков Г. Х. Методика установления рациональных параметров расположения скважин на уступе карьера. — В кн.: Подземная и открытая Ата, 1964, с. 87—98.
85. Саложников В. Т. Определение параметров устойчивых бортов и уступов при диагональном положении плоскостей анизотропии. — Сб. статей № 89, Л., 1973, с. 139—143.
86. Свойства горных пород и методы их определения/Е. И. Ильиницкая, Р. И. Тедер, Е. С. Ватolini и др. М., Недра, 1969. 392 с.
87. Сейфуллин С. Н., Паталаха Е. И. Златоустовский феномен и его природа. — Вестн. АН КазССР, вып. 8. Алма-Ата, 1975, с. 42—51.
88. Селиверстов А. И., Ниятбаев В. Ш., Кузнецов Н. Н. Шелеево водоразрывных работ на карьере Объединенный Учалынского ГОКа. — Горный журнал, 1977, № 6, с. 37—38.
89. Соколов Н. А. О безопасных расстояниях расположения экскаваторов и отвалов от бровки уступа. — Безопасность труда в промышленности, 1961, № 5, с. 24—25.
90. Соколовский В. В. Статика спущенной среды. М., Физматгиз, 1960. 244 с.
91. Тартаковский Б. Н., Шапарь А. Г. Управляемое обрушение уступов на карьерах. Киев, Техника, 1974. 220 с.
92. Теория и практика открытых разработок/Н. В. Мельников, А. И. Арсентьев, М. С. Газизов и др. М., Недра, 1973. 636 с.
93. Туринцев Ю. И., Леонычев В. П., Селиверстов А. И. Снижение разрушения массива пород взрывными работами при разработке приконтурных лент. — В кн.: Материалы совещания по вопросам изучения устойчивости откосов на карьерах. Белгород, 1967, с. 158—160.
94. Туринцев Ю. И., Бахарева Г. П. Влияние кососекущих трещин на устойчивость откосов. — В кн.: Материалы совещания по вопросам изучения устойчивости откосов на карьерах. Белгород, 1967, с. 129—130.
95. Устойчивость приконтурных уступов при массовых взрывах/И. И. Попов, А. В. Шабурников, Р. П. Окатов и др. — Изв. вузов, Горный журнал, 1973, № 12, с. 66—69.
96. Учет напряженного состояния откоса при определении ширины бермы обрушения/А. И. Ильин, В. П. Будков, С. Ф. Татарничева и др. — В кн.: Вопросы маркшейдерского дела на открытых разработках, ч. I, Белгород, 1971, с. 37—43.
97. Фадеев А. Б. Дробящее и сейсмическое действие взрывов на карьерах. М., Недра, 1972. 135 с.
98. Фадеев А. Б., Фрейберг Э. А., Бортник И. А. Влияние массовых взрывов на устойчивость уступов на карьерах. Л., Сб. статей № 67, 1967, с. 333—340.
99. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М., Недра, 1965. 378 с.
100. Фисенко Г. Л., Ревазов М. А., Гаустыня Э. Л. Укрепление откосов в карьерах. М., Недра, 1974. 206 с.
101. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов железорудных карьеров КМА. — Горный журнал, 1969, № 4, с. 41—43.
102. Цимбаревич П. М. Механика горных пород. М., Углетехиздат, 1948. 184 с.
103. Черкасов И. П., Павлик А. М. Обеспечение устойчивости борта карьера и охранного целика шахты. — Горный журнал, 1977, № 6, с. 35—36.
104. Чугаев Р. Р. Земляные гидротехнические сооружения. Л., Энергия, 1967, с. 210—211.
105. Шешко Е. Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М., Углетехиздат, 1951. 396 с.
106. Шлаков П. С. Исследование деформации оспания откосов на Донских карьерах. — В кн.: Технология разработки месторождений полезных ископаемых, вып. 2, Караганда, изд. КарПИ, 1974, с. 25—29.
107. Шлаков П. С., Окатов Р. П., Шабурников А. В. Аналитический метод решения задачи устойчивости откосов на карьерах. — В кн.: Технология разработки месторождений полезных ископаемых, вып. 2, Караганда, изд. КарПИ, 1974, с. 29—36.
108. Эффективность применения предварительного шелееобразования на карьерах/И. И. Попов, Р. П. Окатов, П. С. Шлаков, модели и в промышленных экспериментах/Р. П. Окатов, П. С. Шлаков, А. В. Шабурников и др. — Изв. вузов, Горный журнал, 1974, № 11, с. 30—34.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	157
V.2.1. Предварительное шелобразование	165
V.2.2. Заоткоска уступов в зоне остаточных деформаций	168
V.3. Сдвигание уступов на проектном контуре	175
V.4. Двусторонняя разработка мульдобразных залежей	179
V.5. О предохранительных целиках на карьерах	182
V.6. Некоторые примеры борьбы с оползнями и ведения горных работ на оползневых участках	185
V.7. Искусственные оползни	191
VI. Устойчивость отвалов	191
VI.1. Общая характеристика и примеры деформирования внешних отвалов	194
VI.2. Результаты исследования гранулометрического состава пород в отвалах	194
VI.2.1. Гранулометрический состав пород в отвалах на угольных карьерах	195
VI.2.2. Гранулометрический состав пород в отвалах на рудных карьерах	198
VI.3. Физико-механические свойства пород в отвалах	198
VI.3.1. Физико-механические свойства осадочных пород в отвалах	202
VI.3.2. Физико-механические свойства метаморфических пород в отвалах	205
VI.4. Устойчивость отвалов на слабом основании	209
VI.5. Устойчивость отвалов на твердом основании	215
VI.6. Устойчивость нагруженных отвалов	216
VI.6.1. Методы расчета устойчивости нагруженных отвалов	220
VI.6.2. Расчет устойчивости откоса отвала от действия внешней нагрузки значительной протяженности по фронту (по методике КарПИ)	224
VI.6.3. Расчет устойчивости откоса отвала, нагруженного сосредоточенной нагрузкой (по методике КарПИ)	227
VI.6.4. Технологию обеспечения площадки безопасности при разгрузке автосамосвалов на отвалах	230
Заключение	233
Список литературы	233
Предисловие	3
I. Физико-механические свойства горных пород	6
I.1. Методы и приборы по определению физико-механических свойств горных пород	6
I.2. Физико-механические свойства горных пород, слагающих борты угольных карьеров в Казахстане	15
I.3. Физико-механические свойства пород, слагающих борты некоторых рудных карьеров Казахстана и Урала	30
II. Структурно-тектонические особенности горного массива и трещиноватость пород	36
II.1. Структурно-тектонические особенности горного массива и их влияние на устойчивость откосов на карьерах	36
II.2. Методы замеров и съемок ослабленных поверхностей по откосам уступов и бортов карьеров	38
II.3. Способы обработки замеров трещиноватости пород	41
II.4. Результаты исследования трещиноватости и их практическое приложение	46
III. Устойчивость откосов на карьерах	55
III.1. Расчеты устойчивости откосов в изотропной среде	55
III.2. Расчет устойчивости откосов с учетом поверхностей ослабления	63
III.3. Графическая интерпретация аналитических способов расчета устойчивости откосов уступов и бортов карьеров в анизотропной среде	95
III.4. Параметры вертикального откоса	106
III.5. Граничные условия влияния поверхностей ослабления на устойчивость откосов	112
III.6. Аналитическое определение и учет коэффициента запаса устойчивости в расчетах высоты скальных откосов	117
III.7. Исследование деформации осыпания откосов уступов	122
IV. Оценка влияния буровзрывных работ на устойчивость уступов в скальных трещиноватых породах	127
IV.1. Исследования величины разрушения приконтурных уступов при производстве взрывных работ на карьерах	128
IV.2. Влияние трещиноватости и свойств пород на взрывные работы	137
IV.3. Зоны интенсивных деформаций и величина удельного расхода ВВ при отработке приконтурных лент и заоткоске стационарных уступов	140
IV.4. Зоны остаточных деформаций пород от действия массовых взрывов	143
V. Опыт работы по предупреждению и борьбе с оползневыми явлениями	150
V.1. Осушение бортов карьеров	150
V.2. Отработка приконтурных лент и заоткоска уступов в скальных трещиноватых породах на проектном контуре борты карьера	156

ИВАН ИННОКЕНТЬЕВИЧ ПОПОВ.
РАФАИЛ ПЕТРОВИЧ ОКАТОВ

БОРЬБА С ОПОЛЗНЯМИ НА КАРЬЕРАХ

Редактор издательства *Л. И. Игнатова*
Переплет художника *Б. К. Силдеева*
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Технические редакторы *Р. Ф. Самойлова, Н. В. Жидкова*
Корректор *Р. Т. Баканова*

ИБ № 2749

Сдано в набор 23.10.79 Подписано в печать 19.04.80 Т-06303 Формат 60×90^{1/4} Бумага типографская № 2 Гарнитура «Литературная» Печать высокая Усл. п. л. 15,0 Уч.-изд. л. 15,08 Тираж 2130 экз. Заказ 848/7214-13 Цена 75 коп.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19

Московская типография № 6 Союзполиграфпрома
при Государственном комитете СССР
по делам издательства, полиграфии и книжной торговли.
109088, Москва, Ж-88, Южнопортовая ул., 24.