



Р.Н. Сандан, О.О. Куулар

РАЦИОНАЛЬНОЕ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Кызыл
2018

ФГБОУ ВО «ТУВИНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Р.Н. Сандан, О.О. Куулар

**РАЦИОНАЛЬНОЕ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЕ
ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ**

Практикум

*по дисциплине «Охрана и рациональное использование природных ресурсов»
для студентов специальности 21.05.04 Горное дело*

**Кызыл
2018**

УДК 504.06(075.8)
ББК 20.1я73.3
Р27

Печатается по решению учебно-методического совета
Тувинского государственного университета

Рациональное природопользование при открытых горных работах: практикум / сост. Р.Н. Сандан, О.О. Куулар. – Кызыл: Изд-во ТувГУ. – 2018. – 46 с.

В работе приведены методические указания, методики расчетов, задания для практических и самостоятельных работ с примерами их решения по учебной дисциплине «Рациональное использование и охрана природных ресурсов». Особое внимание уделено вопросам охраны земельных и водных ресурсов, охраны атмосферы.

Может быть использована студентами, обучающимися по специальности 21.05.04 Горное дело, специализация «Открытые горные работы» при выполнении курсовых проектов и выпускных квалификационных работ, а также специалистами горной отрасли.

Рецензенты:

- Чооду О.А., к.т.н., доцент, зав. каф. Горное дело ТувГУ;
- Ховалыг А.А., начальник смены ООО «Тувинская горнорудная компания» Респ. Тыва.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	4
1. ОХРАНА ЗЕМЕЛЬНЫХ РЕСУРСОВ	5
1.1. Расчет площади горного и земельного отводов	5
1.2. Оценка основных агропроизводственных показателей нарушаемых и восстанавливаемых земель	8
1.3. Расчет объема работ по снятию плодородного слоя почвы и количества оборудования	10
1.4. Определение объема горно-планировочных работ при рекультивации нарушенных земель	13
1.5. Выбор структуры и мощности рекультивационного слоя	14
2. ОХРАНА АТМОСФЕРЫ	14
2.1. Расчет выбросов вредных веществ неорганизованными источниками	14
2.2. Нормирование качества атмосферного воздуха в карьере и за его пределами	23
3. ОХРАНА ВОДНЫХ РЕСУРСОВ	27
3.1. Расчет притока подземных вод в карьер по водному балансу	27
3.2. Определение гидравлической крупности полидисперсных систем сточных вод экспериментальным методом	27
3.3. Определение гидравлической крупности полидисперсных систем сточных вод расчетным методом	28
3.4. Расчет параметров отстойников для очистки карьерных вод	28
3.5. Разбавление сточных вод при выпуске в поверхностные водные объекты	30
3.6. Определение допустимых концентраций загрязнений в сточных водах	30
3.7. Определение массы сброса загрязняющих веществ с промышленно-урбанизированных территорий	31
4. ЗАДАНИЯ ДЛЯ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ	33
4.1. Задание для практической работы №1	33
4.2. Задание для практической работы №2	34
4.3. Задание для практической работы №3	35
4.4. Задание для практической работы № 4	35
4.5. Задание для практической работы №5	36
4.6. Задание для практической работы №6	36
4.7. Задание для практической работы №7	36
4.8. Задание для практической работы №8	39
4.9. Задание для практической работы №9	39
4.10. Задание для практической работы №10	40
4.11. Задание для практической работы №11	40
4.12. Задание для практической работы №12	40
4.13. Задание для практической работы №13	40
4.14. Задание для практической работы № 14	41
5. САМОСТОЯТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ	41
2.1. Самостоятельная работа № 1	41
2.2. Самостоятельная работа №2	43
6. СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	45

ВВЕДЕНИЕ

Минеральное сырье является основным источником развития энергетики, промышленности, сельского хозяйства, эффективность функционирования которых во многом зависит от степени обеспеченности необходимыми ресурсами. Минеральное сырье составляет около 75 % объема вовлекаемых в промышленное производство ресурсов, являющихся базой для производства почти 99 % продукции тяжелой промышленности. Горнодобывающая промышленность во всем мире развивается в 1,4–1,7 раза быстрее по сравнению с другими отраслями промышленности. Объем мировой добычи полезных ископаемых увеличивается в два раза примерно через каждые 15 лет. Во второй половине 20 в. многих полезных ископаемых на нашей планете было добыто больше, чем за всю предшествующую историю человечества. Ни один вид человеческой деятельности не оказывает такого масштабного и комплексного воздействия на окружающую среду, как горное дело.

В настоящее время на территории Российской Федерации в отвалах и хвостохранилищах накопилось около 80 млрд твердых отходов. Под карьерами, отвалами и хвостохранилищами заняты десятки тысяч гектаров земель, пригодных для использования в сельском и лесном хозяйстве. Осушение месторождений для последующего проведения горных работ часто вызывает нарушение режима подземных и поверхностных вод в радиусе нескольких десятков километров.

На действующих горных предприятиях окружающая природная среда испытывает техногенную нагрузку чаще всего под влиянием открытых и подземных горных выработок и породных отвалов; обогатительных фабрик и принадлежащих им хвостохранилищ; действующих автономных водозаборных сооружений; промышленных предприятий, расположенных в горнодобывающем районе. Как показывает практика, при эксплуатации всех перечисленных производственных объектов возникают техногенные процессы прямого и косвенного влияния на основные компоненты окружающей среды, изменение природной обстановки и условий жизнедеятельности человека.

В современных условиях обеспечение рационального использования минеральных ресурсов и охраны природы становится одной из важнейших государственных задач. Поэтому при подготовке специалистов горнодобывающей промышленности особое внимание должно уделяться проблемам рационального природопользования и комплексного освоения природных ресурсов.

Настоящий практикум включает в себя методические указания, расчетные методики, задания для практических и самостоятельных работ, предусмотренных учебной программой дисциплины «Охрана и рациональное использование природных ресурсов».

Целью данного практикума является закрепление теоретического курса и приобретение студентами навыков решения задач в области рационального землепользования, охраны атмосферы и водных ресурсов. В практикуме приведены современные методики расчетов, широко используемые в проектной и производственной деятельности. Они могут быть использованы также при курсовом и дипломном проектировании при эколого-экономическом обосновании принимаемых решений.

Практикум предназначен для студентов вузов, обучающихся по специальности 21.05.04, специализация «Открытые горные работы».

1. ОХРАНА ЗЕМЕЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

1.1. Расчет площади горного и земельного отводов

1.1.1. Горный отвод

Для ведения открытых горных работ отчуждаются земли под горный и земельный отводы. Эти земли изымаются из сельскохозяйственного и других видов использования.

Горным отводом называется часть земных недр, предоставляемая пользователю недр для разработки месторождений полезного ископаемого или его отдельного участка.

Граница горного отвода определяется контурами утвержденных Государственной комиссией РФ по запасам полезных ископаемых в объемах, разрешенных для проектирования с учетом разноса бортов карьера.

Одним из основных параметров горного отвода является его площадь на уровне дневной поверхности (рис 1.1), которая определяется укрупнено по следующим формулам:

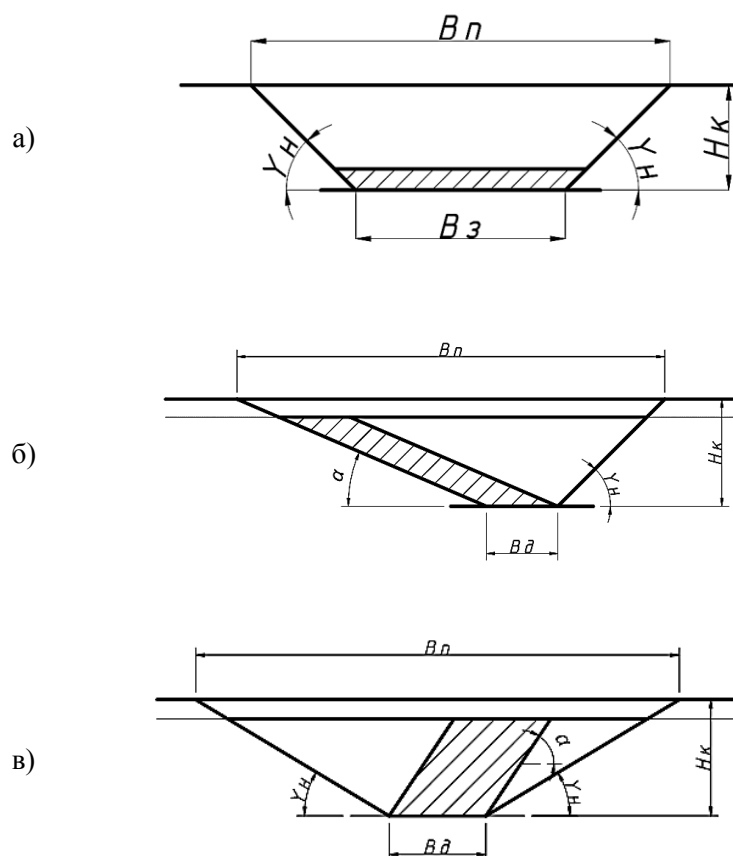


Рис 1.1 Схемы для определения горного отвода карьера с различными условиями залегания залежи: а- горизонтальное и пологое б- наклонное; в- крутое залегание

а) для месторождений с горизонтальным и пологим залеганием залежи (до $8-10^0$)

$$S_{r.o} = L_n B_n = (L_s + 2H_k \operatorname{ctg} \gamma_n)(B_s + 2H_k \operatorname{ctg} \gamma_n) * 10^{-4}, \text{ га}, \quad (1.1)$$

б) для месторождений с наклонным залеганием (от $8-10$ до $25-30^0$)

$$S_{r.o} = L_n B_n = (L_s + 2H_k \operatorname{ctg} \gamma_n)(B_d + H_k(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \gamma_n)) * 10^{-4}, \text{ га}, \quad (1.2)$$

в) для месторождений с крупным залеганием залежи (более $25-30^0$)

$$S_{r.o} = L_n B_n = (L_s + 2H_k \operatorname{ctg} \gamma_n)(B_d + 2H_k \operatorname{ctg} \gamma_n) * 10^{-4}, \text{ га} \quad (1.3)$$

где L_n, B_n - соответственно длина и ширина горного отвода на уровне дневной поверхности, м; L_s, B_s - длина и ширина залежи на уровне дна карьера в границах горного отвода, м; H_k -проектная глубина карьера, м; γ_n - угол наклона нерабочего борта карьера, град; определяется по табл. 1.1 [1]; α - угол падения залежи, град; B_d - ширина дна карьера в проектных границах, м.

Таблица 1.1

Породы	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Угол наклона нерабочего борта (градусы) при глубине карьера, м.				
		≤ 90	≤ 180	≤ 240	≤ 300	≤ 300
В высшей степени крепкие и очень крепкие	15-20	60-68	57-65	53-60	48-54	43-49
Крепкие и довольно крепкие	8-14	50-60	48-57	45-53	42-48	37-43
Средней крепости	3-7	45-50	41-48	39-45	36-43	32-37
Довольно мягкие и мягкие	1-2	30-43	28-41	26-39	26-39	-
Мягкие и землистые	0,6-0,8	21-30	20-28	-	-	-

1.1.2. Земельный отвод

Земельным отводом называется участок земной поверхности, занимаемой всеми объектами горного предприятия с транспортными, энергетическими и другими коммуникациями, а также с санитарно-защитными зонами, обеспечивающими экологические требования к хозяйственной деятельности предприятия (рис 1.2).

Если горный отвод определяется местом залегания полезного ископаемого, то площади отдельных элементов земельного отвода могут выделяться в различных местах, не обязательно прилегающих к контуру горного отвода, а на наиболее целесообразных участках земельной поверхности по условиям охраны природы (балки, малопродуктивные земли и т.п.) и технико-экономическим соображениям (например, минимальное расстояние транспортирования горной массы).

Площадь земельного отвода карьера зависит от типа залежи, проектных границ карьера, способа вскрытия рабочих горизонтов, технологии и механизации ведения горных работ и других факторов.

Так, для горизонтальных и пологих месторождений земельный отвод карьера в основном включает площади, отчуждаемые непосредственно горными работами в проектных границах карьера, капитальными траншеями, внешними отвалами горно-строительной вскрыши, скалами почвенно-растительного слоя, снимаемых с нарушаемых земель, а также объектами поверхностного технологического комплекса карьера и транспортными коммуникациями.

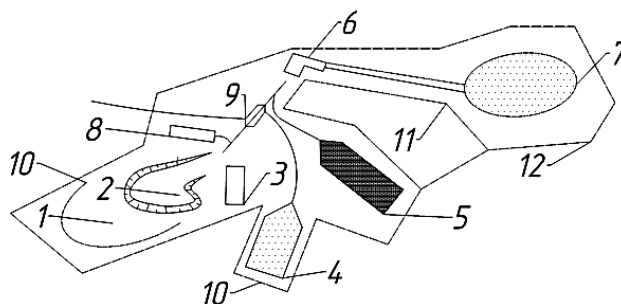


Рис 1.2. Схема расположения основных объектов горно-обогатительного предприятия в границах земельного отвода:

1- горный отвод; 2- котлован карьера; 3- склад почвенно-растительного слоя; 4- отвал вскрышных пород; 5- отвал некондиционных (бедных руд); 6- обогатительная фабрика; 7- хвостохранилище; 8- промплощадка 9- дороги; 10- санитарные зоны 11 резервная площадка 12- граница земельного отвода

Площадь земельного отвода на момент окончания строительства карьера (без учета площади поверхностного комплекса карьера и санитарной зоны)

Укрупнено определяется по формуле:

$$S_{з.о.стр} = (S_{к.т} + S_{р.т} + S_{в.о} + S_c) / K_{и.з} , га, \quad (1.4)$$

где $S_{к.т}$ - площадь капитальной траншеи; $S_{р.т}$ - площадь разрезной траншеи; $S_{в.о}$ - площадь внешнего отвала горно-строительной вскрыши; S_c - площадь скала почвенно-растительного слоя; $K_{и.з} = 0,8+0,9$ - коэффициент использования земельного отвода.

Площадь капитальной траншеи на уровне дневной поверхности определяется из выражения:

$$S_{к.т} = (B_T + H_T \operatorname{ctg} \alpha_T) (H_T / i) 10^{-4}, \text{ га}, \quad (1.5)$$

где H_T - глубина траншеи, м; B_T - ширина дна траншеи $B_T = (20 + 40 \text{ м})$, м; α_T - средний угол откосов бортов траншеи, град, ($\alpha_T = 30 + 50^\circ$); i - продольный уклон траншеи, д.е.

Площадь разрезной траншеи:

$$S_{р.т} = (B_p + H_k (\operatorname{ctg} \gamma_p + \operatorname{ctg} \gamma_n)) L_p 10^{-4}, \text{ га}, \quad (1.6)$$

где B_p - ширина дна разрезной траншеи ($B_p = 30 \div 80 \text{ м}$), м; H_k - глубина карьера на момент окончания строительства, м; γ_p, γ_n - угол откоса соответственно рабочего и нерабочего бортов карьера, град; L_p - длина разрезной траншеи (м), которая определяется в зависимости от размеров залежи и системы применяемой разработки:

- при сплошной поперечной системы- $L_p = B_3 + 2H_k \operatorname{ctg} \gamma_n$, м;

- при сплошной продольной системе- $L_p = L_3 + 2H_k \operatorname{ctg} \gamma_n$, м;

Площадь внешнего отвала

Внешний отвал формируется из пород горно-строительной вскрыши от проведения капитальной и разрезной траншей. Поэтому площадь земельных участков, выделяемых под внешние отвалы, зависит от объема горно - строительной вскрыши ($V_{г.стр}$) и высоты отвала (H_o). Она определяется (укрупнено) по формуле

$$S_{в.о} = 10^{-4} V_{г.стр} K_p / (K_{от} H_o), \text{ га},$$

где $V_{г.стр}$ - объем горно-строительной вскрыши, который равен сумме объемов капитальной и разрезной траншей, м³.

Последние определяются по известным формулам [1]: K_p - коэффициент разрыхления вскрышных пород в отвале, $K_p = 1,2 \div 1,3$; H_o - средняя высота внешних отвалов горно-строительной вскрыши, м; $K_{от} = 0,8 \div 0,9$ - коэффициент, учитывающий откосную часть отвала.

Площадь, занимаемая складом плодородного слоя почвы.

Снятый плодородный слой почвы в период строительства карьера обычно складывается во временный почвенный штабель (склад) для последующего использования при рекультивации нарушенных земель или для землевания малопродуктивных земель. Его объем определяется по формуле:

$$V_n = h_n (1 - \delta) (S_{к.т} + S_{р.т} + S_{в.о}) K'_p * 10^4, \text{ м}^3 \quad (1.8)$$

где h_n - мощность снимаемого слоя почвы ($h_n = 0,2 \div 1,2 \text{ м}$); K'_p - коэффициент разрыхления почвы в складе ($K'_p = 1,05 \div 1,1$); δ - коэффициент, учитывающий потери при снятии почвы ($\delta = 0,05 \div 0,1$).

Площадь земельного участка, отводимая под склады почвы (S_c), определяется аналогично площади внешних отвалов. При этом высоту склада следует принимать не более 5-10 м.

Площадь земельного отвода на момент окончания эксплуатации карьера (без учета санитарной зоны)

Определяется по формуле:

$$S_{з.о.эк} = K_{пр} (S_{к.т} + S_{р.о} + S_{в.о} + S_c) / K_{и.з}, \text{ га}, \quad (1.9)$$

где $K_{пр}$ - коэффициент, учитывающий площади отчуждаемых земель поверхностным технологическим комплексом и прочими объектами; $K_{пр} = 1,1 \div 1,2$ - для угольных разрезов; $K_{пр} = 1,25 \div 1,2$ - для железорудных карьеров; $K_{пр} = 1,25 \div 1,35$ - для карьеров руд цветных металлов; $S_{р.о}$ - площадь горного отвала, га.

1.1.3. Площадь рекультивируемых земель для сельхозугодий

Значительная часть площади земельного отвода безвозвратно утрачивается для дальнейшего сельскохозяйственного использования (остаточные карьерные выемки, высокие внешние отвалы и другие). Под сельхозугодия восстанавливаются, как правило, поверхности внутренних отвалов и крупноплощадочных внешних отвалов относительно небольшой высоты (не более 50÷60 м).

Площадь рекультивируемой поверхности внутреннего отвала при сплошной продольной системе разработки определяется по формуле:

$$S_{p.v} = (L_3 + 2H_k \operatorname{ctg}\gamma_n - H_o(\operatorname{ctg}\gamma_n + \operatorname{ctg}\beta_o) - 2B_v)(B_3 + 2H_k \operatorname{ctg}\gamma_n - B_k - H_k \operatorname{ctg}\gamma_n - H_o \operatorname{ctg}\beta_o) 10^{-4}, \text{ га} \quad (1.10)$$

В случае применения сплошной поперечной системы разработки эта площадь определяется по формуле:

$$S_{p.v} = (B_3 + 2H_k \operatorname{ctg}\gamma_n - H_o(\operatorname{ctg}\gamma_n + \operatorname{ctg}\beta_o) - 2B_v)(L_3 + 2H_k \operatorname{ctg}\gamma_n - B_k - H_k \operatorname{ctg}\gamma_n - H_o \operatorname{ctg}\beta_o) 10^{-4}, \text{ га} \quad (1.11)$$

где β_o - устойчивый угол откоса отвала в зависимости от состава пород и высоты отвала, град. (табл. 1.2 [2]); B_k - ширина дна выездной карьерной выемки, $B_k = 25 \div 40$ м; B_v - ширина дна выездной траншеи, расположенной между внутренним отвалом и нерабочим бортом карьера, $B_v = 25 \div 40$ м; H_o - высота внутреннего отвала, которая определяется по формуле:

$$H_o = (H_k - m) K'_{po}, \text{ м},$$

где m - мощность залежи, м; K'_{po} - остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале ($K'_{po} = 1,05 \div 1,15$).

Таблица 1.2

Породы	Устойчивый угол откоса (град.) при высоте отвалов				
	$H_o=20$ м	$H_o=30$ м	$H_o=40$ м	$H_o=50$ м	$H_o=60$ м
Скальные	26	25	24	23	22
Мягкие	16	14	12	11	10

Площадь рекультивируемой поверхности внешнего отвала для сельхозугодий

Общая площадь рекультивируемой поверхности внешнего отвала включает выполаженные поверхности откосов и горизонтальные поверхности отвала (плато). Последние могут быть использованы для создания сельхозугодий. Площадь, пригодная для сельскохозяйственного направления рекультивации, определяется как:

$$S_{p.o} = ab \cdot 10^{-4}, \text{ га}, \quad (1.12)$$

где a и b – соответственно ширина и длина плато отвала, м.

$$a = L_o - 2H_o \cdot \operatorname{ctg}\beta'_o, \quad (1.13)$$

$$b = S_{b.o} \cdot 10^4 / L_o - 2H_o \cdot \operatorname{ctg}\beta'_o, \quad (1.14)$$

где β'_o - устойчивый (или выполаженный или террасированный) угол откоса внешнего отвала, град; L_o - длина основания отвала, м.

Суммарная площадь рекультивируемой поверхности:

$$S_p = S_{p.v} + S_{p.o}, \text{ га}. \quad (1.15)$$

1.1.4. Площадь, утрачиваемая для направления сельскохозяйственного использования в случае отчуждения сельхозугодий

Определяется по формуле:

$$S_{\text{пот}} = S_{3.0.эк} - S_p, \text{ га} \quad (1.16)$$

1.1.5. Коэффициент рекультивации под сельскохозяйственное направление

Определяется отношением площади рекультивированных поверхностей к площади нарушенных земель:

$$K_{рек} = S_p / S_n, \quad (1.17)$$

где S_n - площадь нарушенных земель, которую можно принять равной площади земельного отвода карьера ($S_n = 0,8S_{3.0.эк}$).

1.2. Оценка основных агропроизводственных показателей нарушаемых и восстанавливаемых земель

Согласно «основ земельного законодательства» и других нормативных актов одним из основных требований к рекультивации является в случае нарушения сельскохозяйственных угодий создание подобных угодий с плодородием не меньше плодородия земель до их нарушения.

Для оценки плодородия земель в практике земледелия существует метод бонитировки почв. Бонитет оценивает плодородие земли, которое определяется урожайностью. Этот метод начинается с выявлением свойств почв, которые в данных конкретных условиях коррелируют со средней многолетней урожайностью основных культур (рис 2.1). Эти свойства принимают как оценочные и по ним составляется бонитероочная шкала. Бонитет – это численная относительная оценка чего-либо к эталону.

При карьерном землевосстановлении принимают для оценки только те признаки, которые одновременно определяли бы и объем землевосстановительных работ и качество создаваемых агропроизводственных условий на рекультивируемых территориях.

Работы по выравниванию поверхности отвала (создание определенного рельефа) и покрытию его почвенным слоем требуют больших затрат. В свою очередь от мощности наносимого почвенного слоя зависит плодородие восстанавливаемых земель (рис 2.1, а). Мощность гумусового слоя является одним из наиболее важных признаков, определяющих как основные агропроизводственные свойства почв (запаса гумуса, питательных веществ и т.д.), так и объем землевосстановительных работ на карьерах.

На агропроизводственные показатели земель особо заметное влияние оказывает содержание гумуса, которое в обратно пропорциональной зависимости изменяется от разубоживания плодородных почв с подстилающими породами (рис 2.1, б). Непригодность пород вскрыши для биологической рекультивации или загрязненность плодородных почв обуславливается прежде всего сильноокислой или сильнощелочной реакцией среды (величина pH). Величина pH оказывает существенное влияние на биохимическую деятельность микроорганизмов и произрастание растений, вследствие чего является важным показателем плодородия почв (рис 2.1, в).

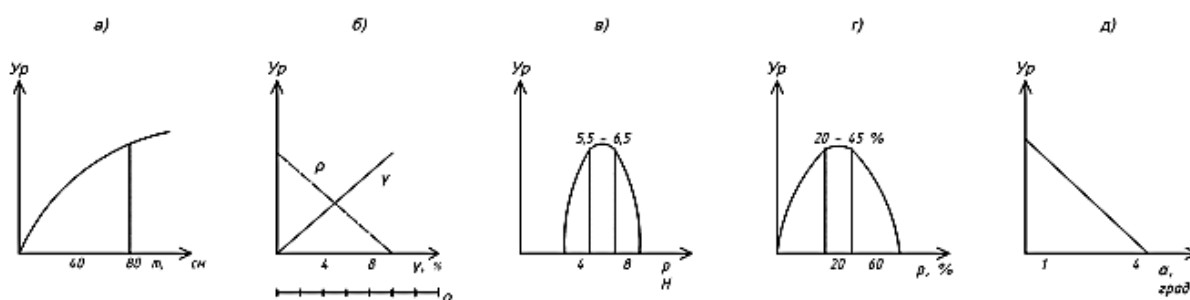


Рис 2.1. Графики урожайности в зависимости от основных агропроизводственных показателей: а – мощности наносимого почвенного слоя (m); б – содержания гумуса в почвах (γ) или его разубоживания (ρ); в – кислотности почв – величины pH; г – механического состава подстилающих пород (содержание фракции $< 0,01$ мм); д – уклона поверхности (α).

Для большинства полевых культур наиболее благоприятной реакцией среды является нейтральная или близкая к ней реакция раствора ($pH=6\div 7$).

Кроме того, плодородие восстанавливаемых земель в значительной мере зависит от механического и химического составов основания почвенного горизонта, т.е от состава пород, уложенных на поверхности отвалов. Механический состав почвенного горизонта и подстилающих пород предопределяет запасы питательных веществ, водно-воздушный, тепловой и питательные режимы. Он обычно оценивается по содержанию «физической глины» или фракции ила (рис 2.1, г). При рекультивации нарушенных земель для создания более плодородных участков необходимо на поверхности восстанавливаемых отвалов сформировать почвенный горизонт из пород с благоприятными свойствами по механическому составу и кислотности.

Плодородие восстанавливаемых земель во многом зависит от созданного рельефа, который определяет увлажнение, тепловой режим и эрозийное состояние почвенного покрова. При уклонах от $0-1^\circ$ эрозия почвенного покрова почти не проявляется. Затем с увеличением уклона и длины склона эрозия быстро нарастает и при $2-4^\circ$ уже наносит существенный вред (рис 2.1, д).

Для оценки агропроизводственных условий, создаваемых на восстанавливаемых территориях в процессе рекультивации, на практике используют следующие показатели: мощность плодородного (гумусового) слоя; разубоживания плодородных почв (гумуса); кислотность (величину pH); механический состав пород на восстанавливаемой поверхности; уклоны (рельеф) восстанавливаемых земельных участков.

Оценка качества рекультивируемых земель производится суммированием выше перечисленных показателей в баллах до их нарушения и после рекультивации (табл. 2.1) с последующим сравнением полученных бонитетов.

В зависимости от качества рекультивации можно получить различные агропроизводственные условия на восстанавливаемых землях. При благоприятных условиях можно получить участки с самым высоким плодородием – 100-120 баллов; очень хорошие земли, пригодные для выращивания

любых сельскохозяйственных культур – 80 -100 баллов; в других случаях рекультивируемые земли нуждаются в химической мелиорации.

Таблица 2.1

№ п/п	Агропроизводственные показатели	Величина показателей	Оценка показателей в баллах
1	По мощности наносимого плодородного (гумусового) слоя- m_b ; а) большей, чем нарушаемая ($m_b > m_n$) б) равной нарушаемой ($m_b = m_n$) в) меньшей, чем нарушаемая ($m_b < m_n$)	+40см +30см +20см +10см m_n , см -10 см -20см -30 см -40см	50 45 40 35 30 20 10 5 0
2	По разубоживанию плодородных почв (снижению содержания гумуса)- ρ ; а) без разубоживания ($\rho=0$) б) при разубоживании благоприятными породами	0 10% 20% 30% 40% 50% 60% 70%	20 18 16 14 12 10 8 6
3	По кислотности (рН) а) нейтральные почвы б) слабокислые в) щелочные г) кислые д) сильнокислые и сильнощелочные	6-7 5-6 7-8 4-5 <3 и > 9	12 10 8 6 -12
4	По мехсоставу подстилающих пород исходя из фракции <0,01 мм, %: а) легко-и среднесуглинистые (на лессовидном суглинке) б) супесчаные и тяжелосуглинистые (на аллювиально-делювиальных породах) в) легкосуглинистые породы г) песчаные породы различного возраста д) ленточные глины, мергеля е) на скальных породах ж) на породах, содержащих пирит >1%, хлоридов>0,7%	20-45% 45-60% 60-70% 5-10% >80 и <5% - -	20 16 12 8 4 0 -20
5	По рельефу (уклону) поверхности восстанавливаемых площадей – α	0° 1° 2° 3° 4° 5°	18 15 10 5 1 0

1.3. Расчет объема работ по снятию плодородного слоя почвы и количества оборудования

Интенсивность нарушения земель и мощность снимаемого плодородного слоя почвы (ПСП) непосредственно влияют на объемы рекультивационных работ и выбор технологии и механизации работ по горнотехнической рекультивации.

1.3.1. Объем работ по снятию плодородного слоя почв

Определяется по формуле:

$$V_{\text{псп}} = S_n h_n (1 - \delta), \text{м}^3, \quad (3.1)$$

где h_n - мощность снимаемого плодородного слоя почвы, м; δ - коэффициент, учитывающий потери при снятии ПСП ($\delta=0,05 \div 0,1$); S_n - площадь нарушаемых земель при ведении горных работ, м²/год:

$$S_n = U_{\text{ф(в)}} L_n, \quad (3.2)$$

где $U_{\phi(в)}$ - скорость подвигания фронта вскрышных работ, м/год; $L_{п}$ - длина (или ширина $B_{п}$) карьера по поверхности, м

$$U_{\phi(в)} = U_{\phi(п и)}, \quad (3.3)$$

здесь $U_{\phi(п и)}$ - скорость подвигания фронта добычных работ.

Для горизонтальных месторождений с выдержанной мощностью залежи и вскрышных пород скорость подвигания фронта работ может быть определена через производительность карьера по добыче полезного ископаемого и мощность залежи (м):

$$U_{\phi(п и)} = Q_k / (m \rho L_{\phi} K_{из}), \text{м/год} \quad (3.4)$$

где Q_k - производительность карьера по полезному ископаемому, т/год; m - мощность залежи, м; ρ - плотность полезного ископаемого, т/м³; L_{ϕ} - длина добычного фронта работ, м; $K_{из}$ - коэффициент, извлечения полезного ископаемого из недр ($K_{из}=0,98 \div 0,90$).

Длина добычного фронта при продольной системе разработки

$$L_{\phi} = L_{п} - 2H_k \operatorname{ctg} \gamma_n, \text{м}, \quad (3.5)$$

где H_k - глубина карьера, м; γ_n - угол нерабочего борта карьера, град.

При поперечной системе разработки

$$L_{\phi} = B_{п} - 2H_k \operatorname{ctg} \gamma_n, \text{м}, \quad (3.6)$$

1.3.2. Расчет производительности оборудования

Расчет производительности бульдозера

Сменная производительность бульдозера (в плотном теле) при разработке почвенного слоя с перемещением:

$$Q_6 = (3600 \cdot T_c \cdot V \cdot K_d \cdot K_0 \cdot K_{п} \cdot K_B) / (K_p T_{ц}), \text{м}^3/\text{смену}, \quad (3.7)$$

где T_c - продолжительность смены, ч; V - объем грунта в разрыхленном состоянии, перемещаемый отвалом бульдозера, м³:

$$V = 0,5 l \cdot h \cdot a \cdot K_3, \text{м}^3 \quad (3.8)$$

где l - длина отвала бульдозера, $l=2,5 \div 3,4$ м; h - высота отвала бульдозера, $h=0,8 \div 1,2$ м; a - ширина призмы волочения, м:

$$a = h / \operatorname{tg} \varphi, \text{м}, \quad (3.9)$$

где φ – угол естественного откоса грунта ($\varphi=30 \div 40^\circ$), град; K_3 - коэффициент, учитывающий трудность экскавации породы: для супесчаных, легких и среднесуглинистых почв и пород $K_3=1,0$; для тяжелых суглинистых почв и пород $K_3=0,9$; для уплотненных $K_3=0,85$; K_d - коэффициент, изменения производительности бульдозера в зависимости от величины уклона на участке работы бульдозера в зависимости от величины уклона на участке работы бульдозера и дальности перемещения породы (табл. 3.1); K_0 - коэффициент, учитывающий увеличение производительности при работе бульдозера с открьлками ($K_0 = 1,1 \div 1,2$); $K_{п}$ - коэффициент, учитывающий потери породы в процессе ее перемещения; $K_{п}=1-L_2\beta$, где $\beta=0,008 \div 0,004$ (большие значения принимаются для рыхлых сухих пород и почв); L_2 - расстояние транспортирования грунта; $L_2 \approx U_{\phi(в)}$; K_B - коэффициент использования бульдозера во времени ($K_B = 0,8$); K_p – коэффициент разрыхления грунта в призме волочения $K_p=1,2 \div 1,25$ – растительный грунт; $K_p = 1,25 \div 1,3$ – суглинок глина; $T_{ц}$ – продолжительность одного цикла, с:

$$T_{ц} = D_1 \cdot \Gamma_1 + D_2 \cdot \Gamma_2 + (D_1 + D_2) \cdot \Gamma_3 + e_{п} + 2e_{рб} \quad (3.10)$$

где L_1 - длина пути резания грунта, м; U_1 - скорость перемещения бульдозера про резании грунта, м/с; U_2 - скорость движения бульдозера с грунтом, м/с; U_3 - скорость холостого (обратного) хода, м/с; $t_{п}$ - время переключения скоростей, с; $t_{р}$ - время разворота бульдозера, с.

Снятие транспортировка и укладка плодородного слоя породы осуществляется за один цикл. Значения расчетных величин, приведенных в формуле 3.10, сведены в табл. 3.2.

Таблица 3.1

Значение коэффициента изменения производительности бульдозера в зависимости от величины уклона на участке работы бульдозера и дальности перемещения

Дальность перемещения породы, м	Значение K_d			
	Уклон 0%	Уклон 10 %	Уклон 20%	Подъем 10%
15	1.00	1,8	2,5	0,6
30	0,6	1,1	1,6	0,37
50	0,4	0,75	1,1	0,24

Таблица 3.2

Значения расчетных величин для расчета продолжительности одного цикла работы бульдозера

Породы	Мощность трактора, л.с.	Значения расчетных величин					
		L ₁ , м	U ₁ , м/с	U ₂ , м/с	U ₃ , м/с	t _п , с	t _р , с
Растительный слой, песок	108	5	1,0	1,2	1,6	9	10
Суглинок	140-180	7	1,0	1,4	1,7	9	10
	300	9	1,0	1,5	2,0	9	10
Глина	108	7	0,67	1,0	1,5	9	10
Дресва	140-180	10	0,67	1,1	1,6	9	10
	300	12	0,67	1,2	1,7	9	10

Расчет производительности скрепера

Сменная производительность скрепера (в плотном теле):

$$Q_c = (3600 T_{cm} E_k K_n K_b) / (K_p T_{ц}), \text{ м}^3 / \text{смену}, \quad (3.11)$$

где T_{см} - продолжительность смены, ч; E_к - геометрическая емкость ковша скрепера, м³; K_н - коэффициент наполнения ковша (табл. 3.3); K_б - коэффициент использования скрепера во времени (K_б=0,8 для скреперов емкостью 3 м³; K_б=0,85 для скреперов емкостью более 3 м³); K_р - коэффициент разрыхления грунта (табл. 3.3); T_ц - продолжительность одного цикла работы скрепера, с:

Таблица 3.3

Значения коэффициента наполнения ковша скрепера (K_н) и коэффициента рыхления грунта (K_р)

Грунт	Влажность, %	K _р	K _н
Песок сухой	-	1,1	0,6-0,7
Песок влажный	12-15	1,15	0,7-0,9
Суглинок	-	1,2-1,25	1,1-1,2
Глина	-	1,25-1,3	1,0-1,1
Растительный грунт	10	1,2-1,25	1,1-1,2

$$T_{ц} = l_1 / U_1 + l_2 / U_2 + l_3 / U_3 + l_4 / U_4 + t_{п} + 2 t_{р}, \text{ с}; \quad (3.12)$$

где l₁ – длина пути заполнения ковша скрепера, м:

$$l_1 = (E_k K_n K_n) / (0,7 a h K_p), \text{ м}, \quad (3.13)$$

где K_н – коэффициент, учитывающий потери грунта при образовании валика, (K_н=1,2); 0,7 – коэффициент, учитывающий неравномерность толщины стружки; а – ширина полосы резания, м; h – глубина резания, м; U₁ – скорость скрепера при наборе грунта, м/с; l₂ – дальность транспортирования грунта, м; U₂ – средняя скорость движения скрепера с грунтом, м/с; l₃ – длина пути разгрузки грунта, м;

$$l_1 = (E_k K_n) / (b a), \text{ м}; \quad (3.14)$$

где b – средняя толщина слоя отсыпки, м; U₃ – скорость движения при разгрузке грунта, м/с; l₄ – длина пути движения порожнего скрепера, м; U₄ – скорость движения порожнего скрепера, м/с; t_п – время переключения скоростей, с; t_р – время одного разворота скрепера, с. Значения расчетных величин приведены в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Значения расчетных величин для расчета продолжительности одного цикла работы скрепера

Элементы T _ц	Скрепер			
	ДЗ-20	ДЗ-11П(Д-357П)	ДЗ-13Б(Д-392)	ДЗ-107-2
Трактор- тягач	Т-100МЗ	МАЗ-546П	БелАЗ-7422	Специальное шасси
Мощность, кВт	80	159	265	405х2
E _к , м ³	7	8	15	25
а, м	2,62	2,78	3,12	3,8
h, м	0,15-0,3	0,3	0,2-0,35	0,4
U ₁ , м/с	0,76	0,82	0,86	0,94
U ₂ , м/с	1,36	1,47	1,47	1,8
b, м	0,3	0,3-0,475	0,15-0,5	0,6
U ₃ , м/с	1,84	2,0	2,3	2,45
U ₄ , м/с	2,0	2,2	2,5	2,5
t _п , с	12	12	6	6
t _р , с	10-15	15-20	15	15

1.3.3. Необходимое количество машиносмен для проведения работ по снятию плодородного слоя почвы

Определяется по формуле:

$$N_{см} = V_{псп} / Q_б \text{ или } N_{см} = V_{псп} / Q_c \quad (3.15)$$

1.3.4. Количество оборудования, необходимое для проведения работ по снятию плодородного слоя почвы

Определяется по формуле

$$N_{об} = N_{см} / N, \quad (3.16)$$

где N – количество рабочих смен в году (для средней полосы России N=180, так как работы проводятся в дневное время теплого периода года).

1.4. Определение объема горно-планировочных работ при рекультивации нарушенных земель

Объем горно-планировочных работ на отвалах складывается из объема профильной выемки, который зависит от рельефа отвала, вида планировки (сплошная или частичная), и объема переэкскавации пород, обуславливаемого принятой технологической схемой ведения вскрышных работ и средствами механизации отвальных работ.

При планировке бульдозерами плоских породных отвалов, отсыпаемых при транспортных технологических схемах с использованием автомобильного и железнодорожного транспорта, а также гидроотвалов объем земляных работ незначителен и составляет 0,01-0,05 м³/м².

При бестранспортной и транспортно-отвальной схемах объем грубой планировки (V_{гп}) при параллельной отсыпке и создании плоской поверхности определяется по формуле:

$$V_{гп} = \frac{A \tan \beta S}{16}, \text{ м}^3, \quad (4.1)$$

где A – расстояние между гребнями отвала (соответствует ширине заходки), м; β- угол откоса гребня отвала, град.; S – планируемая площадь, м²;

При создании волнообразной поверхности отвала

$$V_{гп} = \frac{A \sin(\beta - \alpha) S}{16 \cos \beta \cos \alpha}, \text{ м}^3, \quad (4.2)$$

где α – заданный угол наклона поверхности.

В случае веерной отсыпки бестранспортных отвалов объем грубой планировки уменьшается на 30-40%.

При определении полного объема горно-планировочных работ расчетные объемы, получаемые по данным формулам, увеличиваются путем умножения:

- при применении бульдозеров на планировочных работах на величину (1+ρ), где ρ- коэффициент повторной планировки, зависящий от расстояния между гребнями отвала. При изменении этого расстояния от 10 до 80 м коэффициенту повторной планировки увеличивается от 0,1 до 0,3;

- при изменении драглайнов в комплексе с бульдозерами – на величину

$$(1 + K_{п.6} + K_{п.6}^6),$$

где K_п – коэффициент переэкскавации пород (в зависимости от расстояния между гребнями отвала и линейных параметров драглайнов изменяется от 0,1 до 0,7); K_{п.6}⁶ – коэффициент планировки, учитывающий объем бульдозерных работ (при работе бульдозеров с экскаваторами малых линейных параметров K_{п.6}⁶=0,1, средних- K_{п.6}⁶=0,12÷0,15).

При выполаживании откосов отвала объем земляных работ (V) на единицу длины откоса определяется по формулам:

- при выполаживании «сверху вниз» (рис.4.1,а):

$$V = \frac{H_0^2 \sin(\beta - \alpha)}{8 \sin \beta \sin \alpha}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (4.3)$$

где H₀ – высота яруса отвала, м; α- угол откоса после выполаживания, град; β – угол откоса отвала до выполаживания, град.

- при выполаживании «снизу вверх» (рис. 4.1, б)

$$V = \frac{H_0^2 \sin(\beta - \alpha)}{2 \sin \beta \sin \alpha}, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (4.4)$$

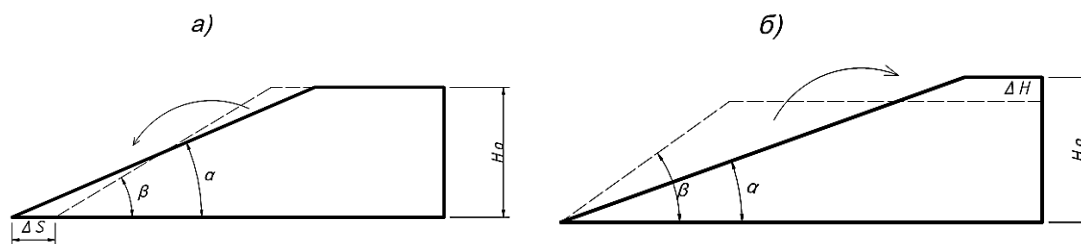


Рис.4.1. Схемы выполаживания откосов отвала:
а – при перемещении породы сверху вниз; б – снизу вверх

1.5. Выбор структуры и мощности рекультивационного слоя

Мощность и структура рекультивационного слоя следует определять в зависимости: от направления использования восстанавливаемых земель; свойств почв и потенциально плодородных пород, из которых создается рекультивационный слой; пригодности вскрышных пород для биологической рекультивации, из которых состоит поверхностный слой нарушенных земель.

При формировании рекультивационного слоя на поверхности отвала, представленного непригодными породами по химическим свойствам (токсичные породы), необходимо предусмотреть экранирующий слой из капилляропрерывающих или нейтральных материалов. Мощность экранирующего слоя равна: для глин (уплотненных)-0,4-0,5м; песков-0,5-1м; супесей-1-1,5м; суглинок-1,5-3 м; щебень, галька-0,4-1,0м. При непромывном водном режиме почвы мощность экранирующего слоя уменьшается до 0,2-0,3м, при выпотном режиме – увеличивается на 20-40% или создается капилляропрерывающий слой.

В общем виде мощность насыпного рекультивационного слоя отвалах, поверхность которых сложена непригодными для биологической рекультивации породами, определяется по выражению:

$$P = K_{\text{слой}} + H_k + 0,2 \text{ м}, \quad (5.1)$$

где $K_{\text{слой}}$ - мощность корнеобитаемого слоя, м; он формируется из пригодных пород и составляет (после усадки) не менее: для пашни 0,6-1м (в том числе плодородный слой почвы-0,1м); многолетних насаждений – 1,0-1,5 м (почва вносится в ямы при посадке); лесных насаждений хозяйственного назначения – 2,0-2,5 м; озеленения – 1,0-1,5м; H_k - мощность экранирующего слоя, м.

2. ОХРАНА АТМОСФЕРЫ

2.1. Расчет выбросов вредных веществ неорганизованными источниками

К неорганизованным источникам загрязнения атмосферного воздуха на предприятиях горной промышленности относятся породные отвалы, открытые склады полезных ископаемых, буровзрывные и погрузочно-разгрузочные работы, карьерный транспорт. Ниже приводится методика расчета выбросов вредных веществ в атмосферу [5].

2.1.1. Породные отвалы

Выбросы твердых частиц в атмосферу отвалами определяются как сумма выбросов при формировании отвалов и при сдувании частиц с их пылящей поверхности.

Количество твердых частиц, выделяющихся при формировании отвалов, определяется по формуле:

$$M_o^{\Phi} = K_0 K_1 q_{\text{уд}}^0 P (1 - \eta^1) 10^{-6}, \text{ т/год}, \quad (6.1)$$

где K_0 – коэффициент учитывающий влажность материала (принимается в соответствии с данными табл. 6.1); K_1 – коэффициент учитывающий скорость ветра (принимается в соответствии с данными табл. 6.2); $q_{\text{уд}}^0$ – удельное выделение твердых частиц с 1 м^3 породы, подаваемой в отвал, г/м^3 (принимается в соответствии с данными табл. 6.3); P – количество породы, подаваемой в отвал, $\text{м}^3/\text{год}$; η^1 – эффективность применяемых средств пылеподавления (определяется экспериментально либо принимается со справочным данным), дол. ед.

Для расчета нормативов ПДВ количество выделяющихся твердых частиц при формировании породных отвалов определяется по формуле

$$M_{\text{ном}}^{\Phi} = \frac{K_{\text{ном}} K_1 q_{\text{уд}}^0 P_{\text{ч}} (1 - \eta^1)}{3600}, \text{ г/с} \quad (6.2)$$

где $P_{\text{ч}}$ - максимальный объем породы, поступающей в отвал ($\text{м}^3/\text{ч}$).

Таблица 6.1

Зависимость величины K_0 от влажности материала

Влажность материала, %	K_0
до 0,5	2,0
0,5-1,0	1,5
1,0-3,0	1,3
3,0-5,0	1,2
5,0-7,0	1,0
7,0-8,0	0,7
8,0-9,0	0,3
9,0-10,0	0,2
более 10,0	0,1

Таблица 6.2

Зависимость коэффициента K_1 от скорости ветра*

Скорость ветра, м/с	Значение коэффициента K_1
до 2	1,0
2-5	1,2
5-7	1,4
7-10	1,7

Количество твердых частиц, сдуваемых с поверхности породных отвалов, определяется по формуле

$$M_o^C = 86,4 K_0 K_1 K_2 S_0 W_0 \gamma (365 - T_C) (1 - \eta^1), \text{ т/год}, \quad (6.3)$$

где K_2 – коэффициент, учитывающий эффективность сдувания твердых частиц и численно равный: 1,0 – для действующих отвалов; 0,2 – в первые три года после прекращения эксплуатации; 0,1 – в последующие годы до полного озеленения отвала; S_0 – площадь пылящей поверхности отвала, м^2 ; W_0 – удельная сдуваемость твердых частиц с пылящей поверхности отвала (принимается равной $0,1 \cdot 10^{-6} \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$); γ – коэффициент измельчения горной массы (принимается равным 0,1); T_C – годовое количество дней с устойчивым снежным покровом.

Для расчета нормативов ПДВ количество сдуваемых с поверхности породных отвалов твердых частиц определяется по формуле:

$$M_o^{C'} = K_0 K_1 K_2 S_0 W_0 \gamma (1 - \eta^1) 10^3, \text{ г/с}. \quad (6.4)$$

Таблица 6.3

Удельное выделение твердых частиц при формировании отвалов

Наименование оборудования	Удельное выделение твердых частиц $q_{уд}^0$, г/м^3
Отвалообразование плоских отвалов	
Драглайн ЭШ-15/90, ЭШ-20/90	18,0
Драглайн ЭШ-10/70	26,6
Драглайн ЭШ-4/40, ЭШ-6/45, ЭШ-5/45	64,0
Отвалообразователь ОШР-5250/190	2,7
Бульдозер	5,6
Разгрузка автосамосвала	10,0
Разгрузка думпкара	10,0

Примечание: Данные приведены без учета средств пылеподавления. При прочих равных условиях удельное выделение твердых частиц для механических лопат принимается в два раза меньше, чем для драглайнов.

2.1.2. Открытые склады полезного ископаемого

Выбросы твердых частиц в атмосферу открытыми складами определяются как сумма выбросов при формировании складов и при сдувании с их поверхности.

Количество твердых частиц, выделяющихся в процессе формирования открытых складов полезных ископаемых, определяется по формуле:

$$M_{ск}^{\Phi} = K_0 K_1 K_4 K_5 q_{уд}^{ск} \Pi_{Г} (1 - \eta^1) 10^{-6}, \text{ т/год}. \quad (6.5)$$

где K_0 – коэффициент, учитывающий влажность полезного ископаемого (п.и.), принимается в соответствии с данными табл. 6.1; K_4 – коэффициент, учитывающий местные условия, степень защищенности склада от внешних воздействий (принимается в соответствии с данными табл. 6.4); K_5 – коэффициент, учитывающий высоту пересыпки материала (принимается в соответствии с данными табл. 6.5); $q_{уд}^{ск}$ – удельное выделение твердых частиц с тонны п.и., поступающего в склад, г/т (для угля принимается равным $3,0 \text{ г/т}$); $\Pi_{Г}$ – количество полезного ископаемого, поступающего на склад, т/год .

Для расчета нормативов ПДВ количество твердых частиц, выделяемых в процессе формирования склада п.и., определяется по формуле

$$M_{\text{ск}}^{\text{ф}} = \frac{K_0 K_1 K_4 K_5 q_{\text{уд}}^{\text{ск}} \Pi_{\text{ч}} (1 - \eta^1)}{3600}, \text{ г/с}, \quad (6.6)$$

Таблица 6.4

Зависимость коэффициента K_4 от местных условий

Местные условия	Значение коэффициента K_4
Склады, хранилища, открытые:	
а) с четырех сторон	1,0
б) с трех сторон	0,8
в) с двух сторон полностью	0,6
г) с двух сторон частично	0,5
д) с одной стороны	0,1

Таблица 6.5

Зависимость коэффициента K_5 от высоты падения материала

Высота падения материала, м	Значение коэффициента K_5
0,5	0,4
1,0	0,5
1,5	0,6
2,0	0,7
4,0	1,0
6,0	1,5
8,0	2,0
10,0	2,5

где $\Pi_{\text{ч}}$ – максимальное количество п.и., поступающее на склад, т/ч.

Количество твердых частиц сдуваемых с поверхности открытых складов полезных ископаемых определяется по формуле:

$$M_{\text{ск}}^0 = 31,5 K_0 K_1 K_4 K_6 W_{\text{ш}} \gamma S_{\text{ш}} (1 - \eta') 10^3, \text{ т/год}. \quad (6.7)$$

где K_6 – коэффициент, учитывающий профиль поверхности складываемого материала и определяемый как отношение $S_{\text{факт}}/S_{\text{ш}}$. Значение K_6 колеблется в пределах 1,3-1,6 в зависимости от крупности материала и степени заполнения склада; ($S_{\text{факт}}$ – фактическая поверхность склада, м²; $S_{\text{ш}}$ – площадь основания штабелей, м²); $W_{\text{ш}}$ – удельная сдуваемость твердых частиц с поверхности штабеля п.и. (принимается равной $1,0 \cdot 10^{-6}$ кг/(м²·с); γ – коэффициент измельчения горной массы (принимается равным 0,1).

Для расчета нормативов ПДВ количество твердых частиц, выделяемых при сдувании с поверхности складов полезных ископаемых, определяется по формуле

$$M_{\text{ск}}^0 = K_0 \cdot K_1 \cdot K_4 \cdot K_6 \cdot W_{\text{ш}} \cdot \gamma \cdot S_{\text{ш}} \cdot (1 - \eta') \cdot 10^3, \text{ г/с}. \quad (6.8)$$

2.1.3. Погрузочно-разгрузочные работы

Интенсивными неорганизованными источниками пылеобразования являются места пересыпки горной массы, погрузка в открытые вагоны, полувагоны, бункера, автосамосвалы, перемещение бульдозером и другие.

Количество твердых частиц, выделяющихся при проведении всех видов погрузочно-разгрузочных работ, определяется по формуле:

$$M_{\text{п}} = K_0 K_1 K_4 K_5 q_{\text{уд}}^{\text{п}} \Pi_{\text{п}} (1 - \eta') 10^{-6}, \text{ т/год}. \quad (6.9)$$

где $q_{\text{уд}}^{\text{п}}$ – удельное выделение твердых частиц с тонны отгружаемого (перегружаемого) материала, г/т (принимается равным 3,0 г/т); $\Pi_{\text{п}}$ – количество отгружаемого (перегружаемого) материала, т/год.

Для расчета нормативов ПДВ количество твердых частиц (г/с), выделяемых при погрузочно-разгрузочных работах, определяется по формуле:

$$M_{\text{п}}' = \frac{K_0 K_1 K_4 K_5 q_{\text{уд}}^{\text{ск}} \Pi_{\text{ч}} (1 - \eta^1)}{3600}, \text{ г/с}, \quad (6.10)$$

где $\Pi_{\text{ч}}$ – максимальное количество отгружаемого (перегружаемого) материала, т/ч.

2.1.4. Буровые работы

Количество твердых частиц, выделяющихся при работе буровых станков, определяется по формуле:

$$M_6 = 0,785 d^2 v_6 \rho T v K_7 (1 - \eta), \text{ т/год}, \quad (6.11)$$

где d – диаметр буримых скважин, м; v_6 – скорость бурения, м/ч; ρ – плотность породы, т/м³; T – годовое количество рабочих часов, ч/год; η – эффективность средств пылеулавливания, дол. ед.; v – содержание пылевой фракции в буровой мелочи, дол. ед. (принимается равным 0,1); K_7 – доля пыли (от всей массы пылевой фракции), переходящая в аэрозоль (принимается равной 0,02).

Для расчета нормативов ПДВ количество твердых частиц (г/с), выделяющихся при работе буровых станков, оснащенных системами пылеулавливания, определяется по формуле:

$$M'_6 = \frac{0.785d^2 v_6 \rho_B K_7 (1-\eta) 10^3}{3,6}, \text{ г/с.} \quad (6.12)$$

2.1.5. Взрывные работы

Загрязнение атмосферного воздуха при взрывных работах происходит за счет выделения вредных веществ из пылегазового облака и выделения газов из взорванной горной массы.

Пылегазовое облако – мгновенный залповый неорганизованный выброс твердых частиц и нагретых газов, включая оксид углерода и оксиды азота.

Взорванная горная масса – постоянно действующий в течение периода ее экскавации неорганизованный источник выброса оксида углерода.

Расчет количества твердых веществ (твердые частицы, оксид углерода, оксиды азота), выбрасываемых с пылегазовым облаком за пределы карьера при производстве одного взрыва, определяется по формуле:

$$M_B = K q_{уд}^B A (1-\eta'), \text{ т,} \quad (6.13)$$

где K – безразмерный коэффициент, учитывающий гравитационное оседание вредных веществ в пределах карьера (для твердых частиц принимается равным 0,16; для газов – 1,0); $q_{уд}^B$ – удельное выделение вредных веществ при взрыве 1 т взрывчатых веществ (ВВ), т; η' – эффективность средств пылеподавления, дол. ед.

При производстве взрывных работ с применением средств пылегазоподавления могут быть приняты следующие значения η' :

- при гидрозабойке скважин $\eta'=0,6$ для твердых частиц и $\eta'=0,85$ для газов;
- при гидрогелевой забойке – соответственно 0,50 0,85;
- для обводненных скважин $\eta'=0,5$ для твердых частиц.

Для определения значений $q_{уд}^B$ предварительно рассчитывается удельный расход ВВ на 1 м³ взорванной массы по формуле:

$$\Delta = \frac{1000 \cdot A}{V_{г.м}}, \text{ кг/м}^3, \quad (6.14)$$

где $V_{г.м}$ – объем взорванной горной массы, м³.

Значение $q_{уд}^B$ твердых частиц и оксида углерода для различных видов ВВ с учетом их удельного расхода приведены в таблицах 6.6 и 6.7. Для оксидов азота $q_{уд}^B$ принимается равным 0,0025 т/т.

При использовании одновременно нескольких видов ВВ расчет количества вредных веществ, выбрасываемых с пылегазовым облаком за пределы карьера при производстве одного взрыва, осуществляется по формуле:

$$M_B = K (q_{уд1}^B A_1 + q_{уд2}^B A_2 + \dots + q_{удn}^B A_n) (1-\eta'), \text{ т,} \quad (6.15)$$

где индексами 1,2... n обозначены различные виды взрывчатых веществ.

Количество выделяющегося из горной массы после взрыва оксида углерода следует принимать равным 50% от его выброса с пылегазовым облаком:

$$M_{гм}^{co} = 0,5 M_B^{co}, \text{ т} \quad (6.16)$$

Количество выделяющихся из горной массы после взрыва твердых частиц и оксидов азота принимается равным нулю.

Для укрупненных расчетов валовых выбросов при планировании и отчетности по охране атмосферного воздуха количество выбрасываемых твердых веществ определяется с учетом приведения взрывчатых веществ к граммониту 79/21 по формуле:

$$M_B = a K q_{уд1}^B A_{г} (1 - \eta'), \text{ т/год,} \quad (6.17)$$

где a – безразмерный коэффициент, учитывающий выделения вредных веществ из взорванной горной массы (для оксида углерода принимается равным 1,5; для твердых частиц и оксидов азота – 1); $q_{уд1}^B$ – удельное выделение вредных веществ при взрыве 1 т граммонита 79/21, т/т (принимается в соответствии с данными табл. 6.6 и 6.7); $A_{г}$ – общий расход взрывчатых веществ, т/год.

Для определения $q_{уд1}^B$ по табл. 6.6 и 6.7. предварительно находится удельный расход ВВ (Δ , кг/м³), приведенных к граммониту 79/21, по формуле:

$$\Delta = \frac{A_1 B_1 + A_2 B_2 + \dots + A_n B_n}{V_{г.м}} \cdot 10^3, \text{ кг/м}^3, \quad (6.18)$$

где $B_1 B_2 \dots B_n$ – безразмерные коэффициенты, учитывающие работоспособность взрывчатых веществ, обозначенных индексами 1,2...n (принимается в соответствии с данными табл. 6.8).

Таблица 6.6

Удельное выделение твердых частиц на 1 т ВВ

Удельный расход ВВ, кг/м ³ Δ	Удельное выделение $q_{уд}^В$ для различных ВВ, т/т										
	Граммонит 79/21 Аммонит № 6ЖВ	Игданит Гранулит М	Граммонит 30/70-В	Граммонит 50/50-В	Грануло- тол	Граммонал А-45	Грамонал А-8	Гранулит АС-8	Аммонал водо- устойчи- вый	Гранулит АС-4	Граммонал А-50
0,05	0,148	0,151	0,155	0,148	0,153	0,143	0,143	0,145	0,146	0,147	0,150
0,10	0,088	0,092	0,096	0,088	0,094	0,082	0,082	0,084	0,085	0,087	0,090
0,15	0,069	0,074	0,079	0,069	0,076	0,062	0,062	0,065	0,066	0,068	0,072
0,20	0,061	0,067	0,073	0,062	0,070	0,053	0,054	0,057	0,057	0,060	0,065
0,25	0,058	0,065	0,072	0,058	0,069	0,049	0,049	0,053	0,053	0,057	0,062
0,30	0,057	0,065	0,074	0,058	0,070	0,046	0,047	0,051	0,052	0,056	0,062
0,35	0,058	0,068	0,079	0,059	0,074	0,045	0,046	0,051	0,052	0,057	0,064
0,40	0,060	0,072	0,085	0,061	0,079	0,045	0,046	0,052	0,053	0,059	0,067
0,45	0,063	0,077	0,094	0,064	0,086	0,046	0,047	0,054	0,054	0,061	0,071
0,50	0,067	0,084	0,104	0,069	0,094	0,047	0,048	0,056	0,057	0,065	0,077
0,55	0,072	0,092	0,117	0,074	0,105	0,049	0,050	0,059	0,060	0,070	0,084
0,60	0,079	0,102	0,133	0,080	0,188	0,052	0,052	0,063	0,064	0,076	0,092
0,65	0,086	0,114	0,152	0,88	0,133	0,054	0,056	0,068	0,069	0,082	0,102
0,70	0,094	0,128	0,174	0,097	0,151	0,058	0,059	0,073	0,075	0,090	0,114
0,75	0,104	0,145	0,201	0,107	0,173	0,061	0,063	0,079	0,081	0,099	0,128
0,80	0,116	0,164	0,233	0,199	0,198	0,66	0,68	0,086	0,088	0,110	0,144
0,85	0,129	0,187	0,272	0,133	0,229	0,071	0,073	0,094	0,097	0,122	0,162

Таблица 6.7

Удельное выделение оксида углерода на 1 т ВВ при взрывных работах

Удельный вес ВВ Δ , кг/м ³	Удельное выделение $q_{уд}^B$ для различных ВВ, т/т.			
	граммонит 79/21	граммонит 30/70	игданит	прочие
0,05	0,104	0,040	0,009	0,037
0,10	0,076	0,037	0,007	0,032
0,15	0,056	0,034	0,006	0,028
0,20	0,040	0,032	0,005	0,024
0,25	0,030	0,029	0,004	0,021
0,30	0,022	0,027	0,004	0,018
0,35	0,016	0,025	0,003	0,016
0,40	0,012	0,023	0,002	0,014
0,45	0,008	0,021	0,002	0,012
0,50	0,006	0,020	0,002	0,010
0,55	0,004	0,018	0,001	0,009
0,60	0,003	0,017	0,001	0,008
0,65	0,002	0,015	0,001	0,007
0,70	0,002	0,014	0,001	0,006
0,75	0,001	0,013	0,001	0,005
0,80	0,001	0,012	0,001	0,005
0,85	0,001	0,011	0,001	0,004
0,90	0,001	0,010	0,001	0,003
0,95	0,001	0,010	0,001	0,003
1,00	0,001	0,09	0,001	0,003

Таблица 6.8

Значения переводного коэффициента для различных ВВ

Взрывчатое вещество	Коэффициент ВВ
Граммонал А-45	0,79
Граммонал А-8	0,80
Гранулит АС-8	0,89
Аммонал водостойчивый	0,90
Гранулит АС-4	0,98
Аммонит №6 ЖВ	1,00
Граммонит 79/21	1,00
Граммонит 50/50-В	1,01
Граммонал А-50	1,08
Гранулит М	1,13
Игданит	1,13
Гранулотол	1,20
Граммонит 30/70-В	1,26

2.1.6. Карьерный транспорт

2.1.6.1. Расчет выбросов вредных веществ при сжигании топлива в двигателях внутреннего сгорания

Общая масса вредных веществ, выделяющихся при сжигании топлива карьерным транспортом, зависит, в первую очередь, от режима работы двигателя автомобиля или тепловоза на участках трассы движения.

Рассматривая работу автомобиля и тепловоза в карьере, можно выделить с некоторой условностью три характерных режима работы двигателя:

- *холостой ход*: а) для автомобиля – при погрузке, маневрах и ожидании, на спуске; б) для дизель-троллейвоза – то же и при движении под контактной сетью; в) для тепловоза (тягового агрегата) – при погрузке, разгрузке, на спуске;
- *полное использование мощности двигателя*: а) для автомобиля – при движении груженого автомобиля по горизонтальным участкам трассы, при движении груженого и порожнего автомобиля на подъем; б) для дизель-троллейвоза – при движении груженого дизель-троллейвоза по горизонтальным участкам в забое и на отвале; в) для тепловоза – при движении груженого локомотивосостава по горизонтальным участкам трассы и на подъем;
- *частичное(≈50%-е) использование мощности двигателя* – при движении порожнего автомобиля или локомотивосостава по горизонтальным участкам трассы и при разгрузке автомобиля.

Масса годового выброса вредных веществ (т/год) от сжигания топлива в двигателях автомобилей или тепловозов составит:

$$m_{A.C.T} = \sum_{i=1}^n m_{A.C.T_i}, \quad (6.19)$$

где m – общее число примесей, выбрасываемых в атмосферу; i – виды примесей, выбрасываемых источником ($i=1 \dots n$); $m_{A.C.T_i}$ – масса i -го вредного вещества (т/год), выброшенного автомобилем, которая определяется:

$$m_{A.C.T_i} = m_{A.i.k} n_{\text{год}} N_{AP} k_i k_1 10^{-3}, \quad (6.20)$$

где $m_{A.i.k}$ – масса i -го вредного вещества, выброшенного двигателя при работе на различных режимах, кг/сут; k – количество режимов работы двигателя; $n_{\text{год}}$ – число дней работы машины в году; N_{AP} – число автосамосвалов (локомотивосоставов); k_1 – коэффициент, зависящий от возраста парка и технического состояния автосамосвалов. Для СО указанный коэффициент равен 2,65; СН – 2,25; NO_x – 2; С – 2,65. Коэффициент влияния технического состояния тепловозов принимается равным 1,2 для тепловозов со сроком эксплуатации более 2 лет и равным 1,2 для тепловозов со сроком эксплуатации менее 2 лет и равным 1,0 для тепловозов со сроком эксплуатации менее 2 лет; k_i – коэффициент влияния климатических условий работы: для автомобилей принимается равным 1,0; для тепловозов принимается равным 1,2 для районов, расположенных южнее 44° северной широты, и равным 0,8 – севернее 60° северной широты; для остальных районов – 1,0.

Масса одного вредного вещества (кг/сут) определяется из выражения:

$$m_{A.i.k} = \sum_{k=1}^n q_{ik} t_k, \quad (6.21)$$

где m – число режимов двигателя; q_{ik} – удельный выброс i -го вредного вещества при работе двигателя на k -ом режиме (для дизельных двигателей автомобилей – табл. 6.9 и для двигателей тепловозов и тяговых агрегатов – табл. 6.10); t_k – время работы двигателя на k -ом режиме сутки, ч; определяется исходя из времени работы двигателя на данном режиме в продолжение рейса (табл. 6.11 и 6.12) и суммарного времени работы машины в сутки.

Таблица 6.9

Удельный выброс для дизельных двигателей автомобилей

Марка автомобиля и двигателя	Вредные вещества	Значения удельных выбросов вредных веществ дизельными двигателями автомобилей, кг/ч, при различных режимах работы		
		Холостой ход	50% мощности	Максимальная мощность
БелАЗ-75401 (ЯМЗ-24ПМ2)	СО	0,160	0,219	0,519
	NO_x	0,115	0,963	1,767
	СН	0,044	0,087	0,161
	С	0,005	0,024	0,052
БелАЗ-7523 (ЯМЗ-8401.10-02)	СО	0,190	0,261	0,617
	NO_x	0,130	1,148	2,105
	СН	0,052	0,104	0,192
	С	0,009	0,034	0,052
БелАЗ-7549 (6ДМ-21А)	СО	0,371	0,488	0,895
	NO_x	0,254	2,148	3,938
	СН	0,098	0,195	0,358
	С	0,017	0,053	0,116
БелАЗ-7519 (8ДМ-21А)	СО	0,494	1,081	1,108
	NO_x	0,363	2,660	4,876
	СН	0,121	0,242	0,443
	С	0,023	0,079	0,144
БелАЗ-75213 (12ЧН1А26/26)	СО	0,874	1,413	1,961
	NO_x	0,642	4,706	8,605
	СН	0,214	0,427	0,804
	С	0,069	0,139	0,225
Дизель троллейвоз на базе БелАЗ-7519 (6ДМ-21А)	СО	0,350	0,834	1,053
	NO_x	0,239	2,280	3,914
	СН	0,114	0,213	0,330
	С	0,013	0,060	0,104

ОПЭ-1 (14ДГУ-2)	CO	0,442	1,63	2,714
	NO _x	0,383	6,105	10,829
	CH	0,081	0,642	1,085
	C	0,027	0,208	0,353
ТЭМ-7, ТЭМ-7А (12-12 ДГ)	CO	0,424	1,508	2,574
	NO _x	0,313	6,139	10,666
	CH	0,034	0,603	1,070
	C	0,011	0,193	0,347

Таблица 6.10

Марка автомобиля и двигателя	Вредные вещества	Значения удельных выбросов вредных веществ дизельными двигателями автомобилей, кг/ч, при различных режимах работы		
		Холостой ход	50% мощности	Максимальная мощность
ОПЭ-1 (14 ДГУ-2)	CO	0,442	1,603	2,714
	NO _x	0,383	6,105	10,829
	CH	0,081	0,642	1,085
	C	0,027	0,208	0,353
ТЭМ-7, ТЭМ-7А (12-16 ДГ)	CO	0,424	1,508	2,574
	NO _x	0,313	6,139	10,666
	CH	0,034	0,603	1,070
	C	0,011	0,193	0,347

Таблица 6.11

Удельный выброс для двигателей тепловозов и тяговых агрегатов

Вид транспорта	Процентное распределение времени работы двигателей автомобилей при различных нагрузочных режимах		
	Холостой ход	50% мощности	Максимальная мощность
Автомобили	33-41	18-14	49-45
Дизель-троллейбус на баз БелАЗ-7519	40-55	30-20	30-25

Таблица 6.12

Вид транспорта	Процентное распределение времени работы двигателя тепловозов и тяговых агрегатов при различных нагрузочных режимах		
	Холостой ход	20-30 % мощности	Максимальная мощность
ОПЭ-1	55-60	23-20	22-20
ТЭМ-7, ТЭМ-7А	45-50	45-42	12-8

Максимальный разовый выброс i -го вредного вещества (г/с) с отработанными газами автомобилей и тепловозов:

$$m_{A.C.Tp} = \frac{m_{Aik} N_{AP} k_t k_l 10^3}{24 \cdot 3600}. \quad (6.22)$$

В случае применения нейтрализаторов масса выброса вредных веществ с отработанными газами уменьшается на величину $(1-\eta_i)$, где η_i – эффективность степени очистки i -го вещества, дол.ед.

2.1.6.2. Расчет выбросов твердых частиц при движении транспортных средств

Масса годового образования пыли (т/год) при движении автомобилей определяется из выражения

$$m_{A.П} = K'_0 K'_1 (q_{cp.n} 2L_n + q_{cp.c} 2L_c) n_{pa} N_{AP} 10^{-3}, \quad (6.23)$$

где K'_0 – коэффициент, учитывающий среднюю скорость движения автосамосвалов в карьере. При средней скорости транспортирования, равной 10; 20; 30 км/ч, K'_0 соответственно равен 1,0; 2,0; 3,5; K'_1 – коэффициент, учитывающий состояние дорог, для грунтового покрытия K'_1 равен 1,0; для щебеночного – 0,5; для щебеночного, обработанного раствором хлористого кальция, ССБ, битумной эмульсией – 0,1; $q_{cp.n}$, $q_{cp.c}$ – удельное выделение пыли при прохождении одним автомобилем 1 км соответственно временной и стационарной дороги (табл. 6.14), кг/км; L_n , L_c – соответственно длина временных и стационарных дорог, км; n_{pa} – число рейсов автосамосвалов в год; N_{AP} – число работающих автосамосвалов.

Масса годового образования пыли (т/год) при движении автомобилей с учетом пылеподавления:

$$m'_{A,П} = m_{A,П}(1 - \eta_n), \quad (6.24)$$

где η_n – величина, учитывающая степень пылеподавления (табл. 6.13).

Таблица 6.13

Источники выделения пыли	Способы пылеподавления	Предусмотренное оборудование и средства	Степень пылеподавления
Транспорт: Автосамосвалы	Гидрообеспыливание нежестких покрытий автодорог	ПМ-130, СПА, УМП-1М, АОП-35, АВР	0,8
	Улучшение автодорог со щебеночным покрытием	То же универсин-В, лигнатор	1,0
	Гидрообеспыливание узлов разгрузки п.и.	Улиткообразный бункер, водяная завеса	0,9
	Гидрообеспыливание автодорог с твердым покрытием	Стационарные установки орошения	1,0
Конвейеры	Сухая уборка пыли		
	Герметизация лент	КО-309, АПП	0,9
	Укрытие узлов перегрузки горной массы, аспирация и очистка запыленного воздуха	Полусекторы	0,8
	Орошение узлов перегрузки, пеноподавление	Системы сухого обеспыливания	0,8
Железнодорожный	Гидрообеспыливание узлов загрузки	Системы орошения, пеногенераторы	0,9
	Орошение растворами КНЦ, полиакриламида, латекса	Системы гидрообеспыливания	0,9
	Орошение латексами	Системы орошения	1,0
Поверхность отвала			
	Гидрообеспыливание	АВР, УМП-1М, АОП-35, СПА	1,0
		То же	0,9

Максимально-разовый выброс пыли (г/с) при движении автомобилей:

$$m_{A,Пр} = \frac{10^3 K'_0 K'_1 (q_{ср.п} 2L_n + q_{ср.с} 2L_c) n_{р.а} N_{AP}}{3600}, \quad (6.25)$$

где $n_{р.а}$ – число рейсов автосамосвала в 1 час.

Масса (т/год) вредных веществ, сдуваемых с поверхности материала, транспортируемого различными средствами транспорта:

а) автосамосвалом или дизель-троллейвозом:

$$m_{A,Т.М} = K_0 K_1 q_{пн} S_A N_{AP} L_{тр} \cdot n_{р.а} \chi_i 10^{-6}, \quad (6.26)$$

где K_0 – коэффициент, учитывающий влажность материала, принимается согласно табл. 6.1.; K_1 – коэффициент, учитывающий скорость ветра (м/с). Он определяется по наиболее характерному для данной местности значению скорости ветра (табл. 6.2); $q_{пн}$ – удельная масса твердых частиц, сдуваемых с 1 м² поверхности горной массы, транспортируемой на расстояние в 1 км, г/м² (значения удельной сдуваемости для различных видов транспорта определяется исходя из запыленности воздуха над грузонесущим органом. Расчетные значения приведены в табл. 6.15; S_A – площадь поверхности транспортируемого материала в кузове автосамосвалов, м². Она составляет для автомобилей: БелАЗ-75401 – 14; БелАЗ-7523 – 17; БелАЗ-7549 – 42; БелАЗ-75213 – 52; дизель-троллейвоз на базе БелАЗ-7519 – 42 м²; N_{AP} – число работающих автомобилей; $L_{тр}$ – длина транспортирования, км; $n_{р.а}$ – число рейсов в год; χ_i – коэффициент измельчения горной массы (принимается $\chi_i = 0,1$);

б) железнодорожным транспортом

$$m_{A,Т.М} = K_0 K_1 q_{пн} S_B n_B N_{лс} L_{тр} n_{р.лс} \chi_i 10^{-6}, \quad (6.27)$$

S_B – площадь поверхности (м²) транспортируемого материала в вагоне. Значения этого показателя зависят от типов вагонов; ВС-60 – 33,4; ВС-85 – 38,0; ВС-105 – 48,5; ВС-145 – 59,3; ПС-63 – 34,9; ПС-94 – 42,9 м²; n_B – число вагонов в поезде; $N_{лс}$ – число локомотивосоставов; $n_{р.лс}$ – число рейсов локомотивосостава в год;

в) конвейерным транспортом

$$m_{A,Т.М} = 3,6 K_0 K_1 W_k B_l \chi_i T_{год}, \quad (6.28)$$

где W_k – удельная сдуваемость твердых частиц с ленточного конвейера (принимается равной $3 \cdot 10^{-5}$ кг/м²с); $T_{\text{год}}$ – годовое количество рабочих часов, l_k – длина конвейера, м; B – ширина конвейерной ленты, м; $\chi_{\text{и}}$ – коэффициент измельчения горных массы ($\chi_{\text{и}}=0,1$).

Таблица 6.14

Тип покрытия дорог	Удельное выделение пыли при движении различных автомобилей, кг/км								
	Угольная			Угольно-породная			Породная		
	БелАЗ-7549	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521	БелАЗ-7549	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521	БелАЗ-7549	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521
Щебеночное	1,01	1,53	2,20	0,52	1,17	1,44	0,59	0,79	1,04
Грунтощебеночное и грунтогравийное	1,28	1,94	2,74	0,63	1,44	1,94	0,72	0,99	1,31
Грунтовая на отвале	1,8	2,66	3,85	0,88	2,03	2,73	1,01	1,38	1,84
Грунтовая в забое	2,2	3,29	4,73	1,10	2,50	3,33	1,26	1,71	2,25

Максимально-разовый выброс пыли (г/с) с поверхности транспортируемого материала автосамосвалом:

$$m_{\text{А.Т.Мр}} = \frac{k_0 K_1 q_{\text{нн}} S_{\text{А}} N_{\text{АР}} L_{\text{Тр}} n_{\text{р.ч}} \gamma_{\text{и}} \cdot 10^3}{3600} \quad (6.29)$$

где $n_{\text{р.ч}}$ – число рейсов автосамосвала в 1 ч.

Максимально-разовый выброс пыли (г/с) с поверхности транспортируемого материала конвейером:

$$m_{\text{А.Т.Мр}} = K_0 K_1 W_k B l_k \chi_{\text{и}} \cdot 10^3. \quad (6.30)$$

Таблица 6.15

Вид транспорта	Удельная масса твердых частиц, г/м ² на 1 км пути		Скорость движения транспортных средств, км/ч
	уголь	вскрыша	
Автомобильный	4,5-9	3-6	15-30
Железнодорожный	6,5-12	4-7	20-36

2.2. Нормирование качества атмосферного воздуха в карьере и за его пределами

Для нормирования качества атмосферного воздуха необходимо знать количество вредных примесей, поступающих от всех источников выбросов, и их концентрацию, как в карьере, так и за его пределами.

Для прогноза концентрации вредных примесей в атмосфере необходимо определить количество вредных веществ, поступающих в атмосферу от совокупности всех источников, расположенных как внутри карьера (внутренние источники), так и на поверхности за контурами действующего карьера (внешние источники). К внутренним источникам относятся буровзрывные работы, выемочно-погрузочные работы, внутрикарьерное транспортирование; внешними источниками являются площади нарушенных земель, внешние отвалы, автотранспорт, движущийся по магистральным автодорогам, соединяющим карьер с обогатительной фабрикой и внешним отвалом. Важную роль в прогнозировании концентрации вредных веществ в атмосфере карьера играет проветривание. В зависимости от схемы проветривания меняется занос вредных веществ в атмосферу карьера и их вынос за его пределы. Так как загрязнение атмосферы происходит в основном от технологических процессов горного производства, то суммарная интенсивность внутренних источников (G' , мг/с) может быть определена по формуле:

$$G' = n_1' K_1' g_1' + n_2' K_2' g_2' + \dots + n_n' K_n' g_n', \quad (7.1)$$

где n_1' ; n_2' ; n_n' – число источников соответствующего типа; K_1' ; K_2' ; ..., K_n' – коэффициенты одновременности работ источников рассматриваемого типа, $K' = N_p / N$ где N_p , N – число работающих и находящихся в карьере (рециркуляционной зоне) однотипных машин соответственно; g_1' , g_2' , ..., g_n' – интенсивность выделения вредных примесей источником данного типа, мг/с.

Кроме того, имеет место поступление вредных примесей в карьер от внешних источников, расчет суммарной интенсивности которых производится аналогичным образом с учетом коэффициента заноса примесей:

$$G' = n_1'' K_1'' g_1'' m_1 + n_2'' K_2'' g_2'' m_2 + \dots + n_n'' K_n'' g_n'' m_n, \quad (7.2)$$

где m_1 , m_2 , m_n – средние коэффициенты заноса вредных примесей от рассматриваемых однотипных источников. Значение m может быть определено по графику (рис. 7.1) в зависимости от $\bar{x}$:

$$\bar{x} = x_{\text{и}} / H_{\text{ср}}, \quad (7.3)$$

где $x_{\text{и}}$ – расстояние от источника до верхней бровки подветренного борта карьера, м; $H_{\text{ср}}$ – средняя глубина расположения точки встречи границы струи, создаваемой поверхностным воздуш-

ным потоком с наветренным бортом или дном карьера (при угле раскрытия свободной турбулентной струи $\alpha_2 = 15^\circ$), $H_{cp} = H$, м, где H – глубина карьера.

Общий баланс поступления вредных веществ в карьер (мг/с):

$$G_{\text{общ}} = G' + G'' + \omega F, \quad (7.4)$$

где ω – удельная сдуваемость пыли, мг/(с·м²); F – площадь нарушенных земель, примыкающая к карьеру со стороны подветренного борта, м².

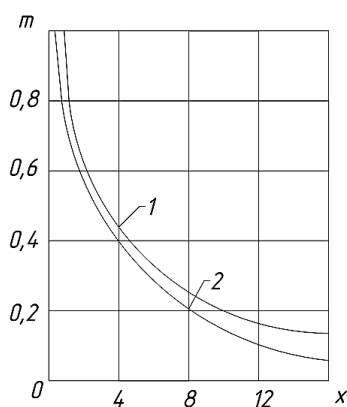


Рис 7.1. – График определения коэффициента заноса вредных примесей:
1,2 – соответственно внешние линейные и точечные источники

По отношению глубины карьера к его длине H/L_n , все карьеры можно разделить на три основные группы:

1. $H/L_n \leq 0,1$ – мелкие;
2. $0,1 < H/L_n < 0,2$ – средние;
3. $H/L_n \geq 0,2$ – глубокие.

Первая группа (рис.7.2, а) характерна для начального этапа разработки карьера или неглубоких карьеров, где преобладают прямоточные схемы проветривания (при угле откоса подветренного борта карьера $\alpha \leq 15^\circ$ и скорости ветра на поверхности более 0,1-1 м/с) и рециркуляционные схемы (при угле откоса подветренного борта карьера $\alpha > 15^\circ$ и скорости ветра на поверхности более 0,8-1 м/с).

Во второй группе (рис 7.2, б) условия проветривания рабочей зоны существенно меняются, движение воздушных масс осуществляется зона обратных потоков, ослабляется проветривание поверхностными потоками нижней части карьера.

В третьей группе внешняя граница свободной струи выходит на наветренный борт карьера (рис 7.2, в).

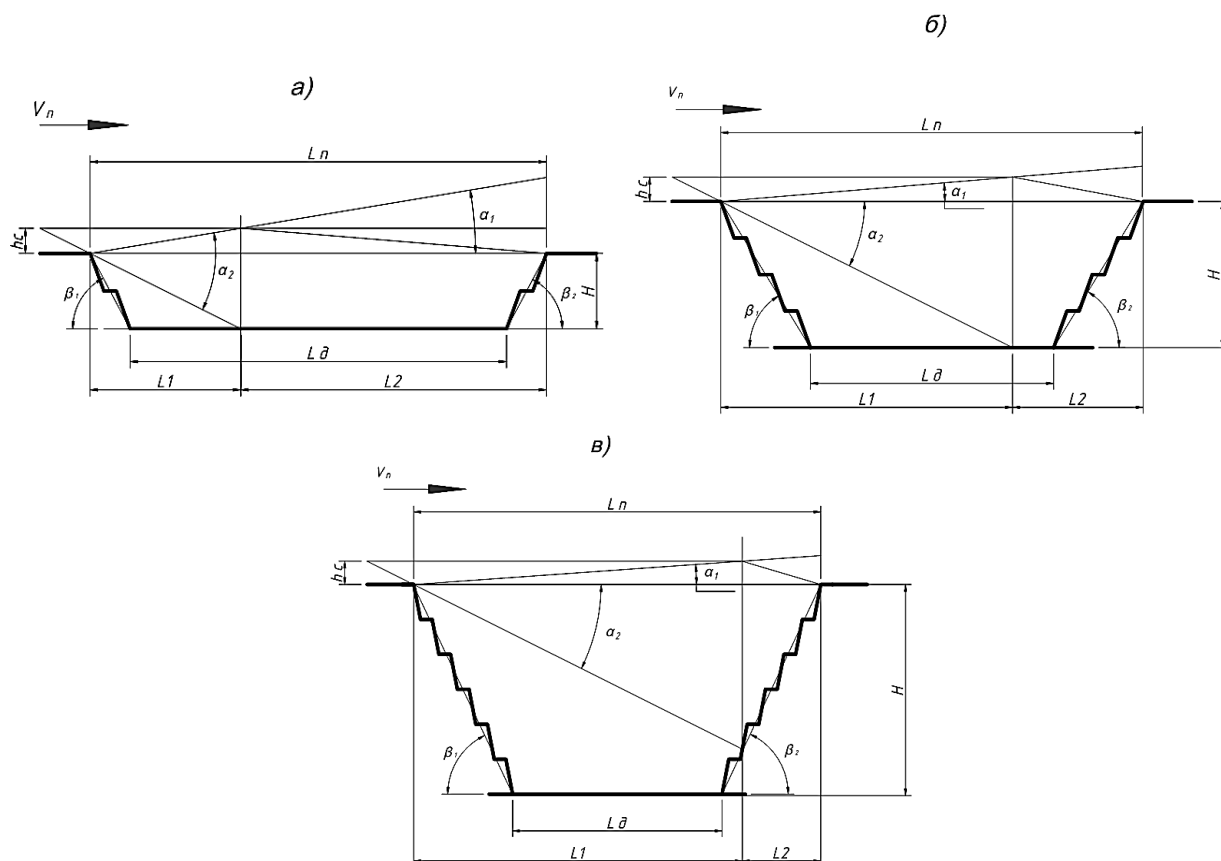


Рис. 7.2. Группы карьеров в зависимости от величины H/L_n :
а – $H/L_n \leq 0,1$ – мелкие; б – $0,1 < H/L_n < 0,2$ – средние; в – $H/L_n \geq 0,2$ – глубокие.

Для определения расхода воздуха (м³/с), принимающего участие в воздухообмене, для прямоточной и рециркуляционной схем проветривания можно применять обобщенную формулу:

$$Q = v_n b (h_c + 0,6 \Psi L_2), \quad (7.5)$$

где v_n – скорость движения воздуха на поверхности карьера, м/с; b – ширина проветриваемого участка карьера в направлении, перпендикулярном воздушному потоку, м; h_c – высота слоя воздушного потока участвующего в проветривании карьера, м; Ψ – коэффициент, учитывающий турбулентную структуру потока (в условиях развитой турбулентности $\Psi=0,129$); L_2 – размер проветриваемого участка по направлению ветра на наветренном борту карьера, м.

Высоту слоя воздушного потока (м) можно определить по формулам:

при $H/L_n \leq 0,1$

$$h_c = 0,48H \quad (7.6)$$

при $H/L_n \geq 0,2$

$$h_c = 0,482L / (3,73 + \operatorname{ctg} \beta_2), \quad (7.7)$$

где H – глубина карьера, м; L_n – размер карьера в плане по направлению движения воздуха, м; β_2 – угол откоса наветренного борта карьера, град.

Размер проветриваемого участка (м) на наветренном борту карьера:

при $H/L_n \leq 0,1$

$$L_2 = L_n - H \operatorname{ctg} \alpha_2 = L_n - 3,73H \quad (7.8)$$

при $H/L_n \leq 0,2$

$$L_2 = L_n \operatorname{tg} \alpha_2 / (\operatorname{tg} \alpha_2 + \operatorname{tg} \beta_2) = L_n / (1 + 3,73 \operatorname{tg} \beta_2). \quad (7.9)$$

Объем воздуха, осуществляющий проветривание карьера (м³/с), можно также определить по формуле:

$$Q = K h_c v_n b, \quad (7.10)$$

где K – коэффициент, учитывающий, что к верхней бровке подветренного борта карьера воздушный поток поступает уже с некоторым замедлением (по экспериментальным данным в среднем $K=0,9$); h_c – толщина свободной воздушной струи над верхней бровкой подветренного борта карьера, м.

Величину h_c (м) в этом случае можно рассчитать по формуле:

$$h_c = H \left(\frac{4,6}{(\beta_1 - 20)^2} + 0,046 \right), \quad (7.11)$$

где β_1 – угол наклона подветренного борта карьера, град.

Для рециркуляционной, рециркуляционно-прямоточной и прямоточно-рециркуляционной схем проветривания карьера концентрацию вредных веществ в зоне рециркуляции (мг/м³) можно определить по формуле:

$$C_p = 33,3 G_{\text{общ}} / (x_{\text{ср}} u b) + C_0, \quad (7.12)$$

где $G_{\text{общ}}$ – суммарное поступление вредных веществ в рециркуляционную зону карьера от внутренних и внешних источников, мг/с; $x_{\text{ср}}$ – среднее значение абсцисс границы раздела зон прямого и обратного потоков для ряда характерных профилей карьера, совпадающих с направлением ветра. При рециркуляционной и рециркуляционно-прямоточной схем $x_{\text{ср}} = L_n - L_n / (1 + 3,73 \operatorname{tg} \beta_2)$; при прямоточно-рециркуляционной схеме проветривания $x_{\text{ср}} \approx 3,73$, м; b – длина зоны рециркуляции в направлении, перпендикулярном направлению ветра, м; u – расчетная скорость ветра (для рециркуляционной и рециркуляционно-прямоточной схем проветривания $u = v_n$; для прямоточно-рециркуляционной схемы $u = 0,725 v_n \cos \varphi$, где $\varphi = 5,85z/x$ – безразмерный параметр; z, x – координаты точки встречных потоков воздуха над подветренным бортом карьера, м; C_0 – концентрация примесей в воздухе, поступающего для проветривания карьера, мг/м³.

При выборе мероприятий по нормализации атмосферы карьера необходимо определить общую требуемую их эффективность (%):

$$\eta = (C_p - 0,3 C_{\text{ПДК}}) / (0,01 C_p), \quad (7.13)$$

где C_p , $C_{\text{ПДК}}$ – соответственно содержание вредных веществ в атмосфере карьера и предельно допустимая их концентрация в воздухе рабочей зоны, мг/м³ (табл. 7.1).

Кроме рабочей зоны карьера загрязнению подвержены также определенная площадь территории за пределами границ карьера, в основном с наветренной стороны. Эта территория называется зоной активного загрязнения (ЗАЗ), где концентрация вредных веществ может превышать значения ПДК для населенных пунктов. Эта зона не должна выходить за пределы установленной санитарной защитной зоны карьера (табл. 7.2).

Рассматривая карьер как площадной источник пылегазовыделения, можно определить размер зоны активного загрязнения, за которой концентрация вредных веществ не будет превышать допустимую величину, по формуле

$$X_3 = \frac{2,6 G_{\text{общ}} - (C_{\text{ПДК}} - C_0) Q}{(C_{\text{ПДК}} - C_0) k_r b v} \quad (7.14)$$

где X_3 – размер зоны в направлении ветра, в которой концентрация примесей превышает ПДК ($C_{ПДК}$, $мг/м^3$), m ; в данном случае принимается среднесуточная ПДК для населенного пункта; Q – расход воздуха для проветривания карьера, $м^3/с$; k_f – коэффициент, характеризующий угол бокового раскрытия факела линейного источника выделения вредностей, $k_f=0,42v_n+0,05$.

Таблица 7.1

Предельно допустимые концентрации некоторых основных загрязнителей на карьерах и прилегающих к ним территориях (ГОСТ 12.1.005, СанПиН4946-89)

Вещество	ПДК, $мг/м^3$		
	В воздухе рабочей зоны	В воздухе населенных пунктов	
		Максимальная разовая	Среднесуточная
Газы:			
акролеин ($CH_2CHCONH_2$)	0,2	0,03	0,03
формальдегид (CH_2O)	0,5	0,035	0,003
тринитротолуол	0,5	-	0,007
оксиды азота (в пересчете на NO_2)	5	0,085	0,04
оксид углерода (CO)	20	5	3
сероводород (H_2S)	10	0,008	0,008
сернистый ангидрид (SO_2)	10	0,5	0,05
кремнеземсодержащие пыли: при содержании			
$SiO_2 > 70\%$ (кварцит, диаспор)	1	0,15	0,05
$10\% \leq SiO_2 \leq 70\%$ (гранит, шалаш, слюда-сырец)	2	0,3	0,1
$2\% \leq SiO_2 \leq 10\%$ (горючие кукаерситные сланцы, медносульфидные руды, глина)	4	0,5	0,15
Пыль антрацитов ($SiO_2 \leq 5\%$)	6	0,5	0,15
Углеродная и угольная пыль ($5\% \leq SiO_2 \leq 10\%$)	4	0,5	0,15
Каменноугольная и углеродная пыль ($SiO_2 \leq 5\%$)	10	0,5	0,15
Силикатосодержащие пыли, силикаты, алюмосиликаты:			
асбест природный и искусственный, смешанные асбестопородные пыли при содержании в них асбеста более 10%	2	0,3	0,1
асбестопородные пыли при содержании в них асбеста менее 10%	4	0,5	0,15
Слюда (флагопит, мусковит), тальк, талькопородные пыли (природные смеси талька с термолитом, антофиллитом и другими минералами) содержащие до 10% свободного диоксида кремния.	4	0,5	0,15
Цемент, оливин, апатит, форстерит, глина, шалаш коалиновый	6	0,5	0,15
Туфы, пемза, перлит	4	0,5	0,15
Глинозем, электрокорунд, монокорунд	6	0,5	0,15
Доломит, известняк, барит	6	0,5	0,15
Оксид железа с примесью оксидов марганца до 3%	6	-	0,04
Оксид железа с примесью фтористых или от 2 до 6% марганцевых соединений	4	-	0,04
магнезит	10	0,5	0,15
Хромовый ангидрид, хроматы, бихроматы	0,01	0,0015	0,0015
Свинец и его неорганические соединения	0,01	-	0,0003
Уран (растворимые соединения)	0,015	-	-
Уран (нерастворимые соединения)	0,075	-	-
Сажа (копоть)	4	0,15	0,05

Таблица 7.2

Класс	Характеристики предприятий	Размер санитарно-защитной зоны, м
I	Предприятия по добыче свинцовых руд, ртути, мышьяка, марганца	1000
II	Предприятия по добыче фосфоритов, апатитов, колчедана, горючих сланцев, угля, железных руд, горных пород VIII-XI категорий	500
III	Предприятия по добыче доломитов, магнезитов, асбеста, асфальта, горных пород VI-VIII категорий	300
IV	Предприятия по добыче соли, торфа, производства кирпича, керамических и огнеупорных изделий	100
V	Предприятия по добыче камня невзрывным способом, производство глиняных изделий	50

3. ОХРАНА ВОДНЫХ РЕСУРСОВ

3.1. Расчет притока подземных вод в карьер по водному балансу

Метод водного баланса учитывает все источники пополнения и истощения запасов подземных вод. Метод применяется для месторождений с простыми гидрогеологическими условиями с достаточно высокой степенью точности расчета. В сложных гидрогеологических условиях метод применяется для ориентировочных расчетов.

Ожидаемый приток подземных вод Q (м³/сут) в карьер определяется, как:

$$Q = Q_{\text{дин}} + Q_{\text{ст}}, \quad (8.1)$$

где $Q_{\text{дин}}$ – приток воды за счет ресурсов, поступающих в водоносный горизонт путем инфильтрации, инфлюации, конденсации, перелива из других горизонтов и другими путями, м³/сут; $Q_{\text{ст}}$ – приток за счет статических запасов вод в пределах депрессионной воронки, м³/сут.

В безнапорном водоносном горизонте:

$$Q_{\text{дин}} = O_r F \eta_1 / 365, \text{ м}^3/\text{сут}. \quad (8.2)$$

где O_r – годовое количество атмосферных осадков, м; F – площадь питания дренируемого водоносного горизонта в пределах воронки депрессии, м²; η_1 – коэффициент просачивания.

$$Q_{\text{ст}} = \mu h_{\text{ср}} (F_k + 0,33pR) / t, \text{ м}^3/\text{сут}, \quad (8.3)$$

где μ – коэффициент водоотдачи пород; $h_{\text{ср}}$ – средняя мощность дренируемого водоносного горизонта, м; p – периметр по контуру карьера на уровне высачивания подземных вод ($p=2L+2b$), м; R – приведенный радиус депрессии, считая от контура карьера, м; t – время, в течении которого проходят горные выработки, сут; F_k – площадь вскрытого водоносного горизонта ($F_k=Lb$), м²; L – длина карьера на уровне водоносного горизонта, м; b – ширина карьера, м.

3.2. Определение гидравлической крупности полидисперсных систем сточных вод экспериментальным методом

Важнейшим расчетным параметром, характеризующим процесс осаждения взвесей сточных вод, является скорость осаждения частиц (U_o), которая называется **гидравлической крупностью**. Она определяется либо экспериментально, либо расчетным путем.

Экспериментальным методом исследуют кинематику осаждения полидисперсных взвесей. Для этого в стеклянный цилиндр высотой 500 мм заливают исследуемую загрязненную воду. Затем через определенное время t устанавливают количество осевшей твердой фазы M в процентах от общего количества твердого, содержавшегося в воде до ее отстаивания.

Результаты наблюдений наносят на график, где абсцисс отмечается время наблюдения (анализа), а по оси ординат – количество осевшей твердой фазы M в процентах на каждый момент времени протекания эксперимента. По полученным точкам отстраивают **кривую осаждения** полидисперсной смеси.

По кривой осаждения определяют время протекания процесса осаждения взвеси, при котором достигается требуемая эффективность работы отстойного устройства. Чем выше задана эффективность, тем больше времени потребуется для осаждения взвеси.

После этого вычисляют гидравлическую крупность частиц U_0 в расчетный момент времени через соотношение высоты осветленного слоя жидкости – h_t и времени – t , по истечении которого достигается требуемая эффективность:

$$U_0 = \frac{h_t}{t}, \text{ мм/с.} \quad (9.1)$$

3.3. Определение гидравлической крупности полидисперсных систем сточных вод расчетным методом

Гидравлическая крупность полидисперсных систем может быть определена также расчетным методом, который учитывает влияние реологических и других свойств системы посредством ввода в расчетную формулу поправочных коэффициентов, отражающих влияние температуры воды на ее вязкость, скорости движения воды в отстойнике, свойств взвеси, глубины проточной части отстойника и других факторов. Гидравлическая крупность (мм/с) может быть рассчитана по следующей формуле:

$$U_0 = \frac{100KH}{\alpha t \left(\frac{KH}{h}\right)^n} - \omega \quad (10.1)$$

где K – коэффициент, зависящий от типа отстойника и конструкции водораспределительных и водозаборных устройств, принимаемый равным: 0,5 – для горизонтальных отстойников; 0,45 – для радиальных; 0,85 – с вращающимися сборно-распределительным устройством; 0,35 – для вертикальных; H – глубина проточной части отстойника (от границы нейтрального слоя до воды), м, $H=1,5 \div 4$ м – для горизонтальных отстойников; $H=0,8 \div 5$ м – для радиальных; $H=2,7 \div 3,8$ – для вертикальных отстойников; α – коэффициент, учитывающий влияние температуры воды на вязкость, принимаемый по табл.10.1.; t – продолжительность отстаивания в цилиндре со слоем воды h , соответствующая заданному эффекту осветления (с); принимается по таблице 9.1 (см. практическую работу №9); ω – вертикальная составляющая скорости потока (v), принимается по таблице 10.2; n – коэффициент, зависящий от свойств взвеси, для основных видов взвесей допускается принимать по таблице 9.1 (см. практическую работу №9).

Значения величины $\left(\frac{KH}{h}\right)^n$ в расчетах первичных отстойников для бытовых сточных вод нужно принимать по табл. 10.3.

Таблица 10.1

	Минимальная среднемесячная температура сточных вод, град									
	60	50	40	30	25	20	15	10	5	0
Коэффициент α	0,45	0,55	0,66	0,8	0,9	1	1,14	1,3	1,5	1,8

Таблица 10.2

v , мм/с	5	10	15	20
ω , мм/с	0	0,05	0,1	0,5

Таблица 10.3

Высота отстойника H	Значение $\left(\frac{KH}{h}\right)^n$ для отстойников различных типов			
	вертикальных	радиальных	горизонтальных	с вращающимися распределительным устройством
1	-	-	-	1,14
1,5	-	1,08	1,11	1,27
2	1,11	1,16	1,19	-
3	1,21	1,29	1,32	-
4	1,29	1,35	1,41	-
5	-	1,46	1,5	-

3.4. Расчет параметров отстойников для очистки карьерных вод

Тип отстойников необходимо выбирать с учетом производительности станций очистки сточных вод: до 20 000 м³/сут – вертикальные, свыше 10 000 м³/сут – горизонтальные, свыше 20 000 м³/сут – радиальные и с вращающимися распределительными устройствами (при концентрации взвеси, не более 500 мг/л).

Число отстойников надлежит принимать: первичных – не менее двух, вторичных – не менее трех при условии, что все отстойники являются рабочими. При минимальном числе расчетный объем отстойников необходимо увеличивать в 1,2 – 1,3 раза.

Расчет отстойников, кроме вторичных, после биологической очистки надлежит производить по кинетике выпадения взвешенных веществ с учетом необходимого эффекта осветления, при этом:

– количество остаточной взвеси в осветленных сточных водах в случае выпуска их после первичных отстойников в водоем должно соответствовать требованиям Правил охраны поверхностных вод от загрязнений сточными водами;

– эффект осветления в отстойниках оборотных циклов водоснабжения обуславливается требованиями к оборотной воде.

Расчет главных параметров отстойников следует производить по следующим формулам:

длина горизонтальных отстойников (м)

$$L = \frac{vH}{KU_0}, \quad (11.1)$$

ширина (м)

$$B = \frac{Q}{3,6vH}, \quad (11.2)$$

радиус вертикальных и радиальных отстойников (м)

$$R = \sqrt{\frac{Q}{3,6\pi KU_0}}, \quad (11.3)$$

где V – средняя расчетная скорость в проточной части отстойника (для радиальных в сечении на половине радиуса), мм/с; принимается равной 5÷10 мм/с для радиальных и горизонтальных отстойников; для отстойников с вращающимся сборно-распределительным устройством и вертикальных $V=0$; H – глубина проточной части отстойника (от границы нейтрального слоя до уровня воды), м; принимается в соответствии с указаниями, приведенными ниже; K – коэффициент, зависящий от типа отстойника и конструкции водораспределительных и водосборных устройств, принимаемый равным; 0,5 – для горизонтальных отстойников; 0,45 – для радиальных; 0,85 – с вращающимся сборно-распределительным устройством; 0,35 – для вертикальных; U_0 – гидравлическая крупность частиц взвеси, мм/с; Q – расчетный расход сточных вод, м³/ч.

После определения L и R для горизонтальных и радиальных отстойников следует проверить фактическую скорость V_{ϕ} (мм/с) в проточной части отстойника:

– для горизонтальных отстойников:

$$V_{\phi} = \frac{Q}{3,6HB}, \quad (11.4)$$

где B – ширина отстойника, м принимается в пределах (2÷5) H ;

– для радиальных отстойников (в сечении на половине радиуса):

$$V_{\phi} = \frac{Q}{3,6\pi RH}. \quad (11.5)$$

В случае различия значений скоростей V_{ϕ} и V необходимо уточнить величины L и R .

При проектировании отстойников необходимо предусмотреть:

– для горизонтальных отстойников:

глубину проточной части отстойника $H=1,5\div 3$ м в зависимости от производительности очистных сооружений, при обосновании (для производственных сточных вод) – от 8 до 12.

Высота отстойника складывается из глубины проточной части (H), высоты нейтрального слоя (0,3 м) и высоты борта отстойника (0,3 м).

Угол наклона стенок прямых первичных и вторичных отстойников применяется не менее 50°; уклон дна не менее 0,005.

– для радиальных отстойников глубину проточной части отстойника принимать в пределах $H=1,5/5$ м; отношение диаметра отстойника к глубине проточной части от 6 до 12, при обосновании (для производственных сточных вод) – от 6 до 30; диаметр отстойника не менее 18 м; уклон дна к иловому прямку, не менее 0,005.

– для отстойников с вращающимся сборно-распределительным устройством следует принимать:

глубину проточной части отстойника $H=0,8/1,2$ м;

высоту нейтрального слоя 0,5-0,6 м;

глубину слоя осадка 0,3-0,4 м.

– для вертикальных отстойников расчетная высота зоны осаждения $H=2,7/3,8$ м, для вторичных отстойников не менее 1,5 м; диаметр 4-9 м; уклон стенок дна первичных и вторичных отстойников не менее 50°.

3.5. Разбавление сточных вод при выпуске в поверхностные водные объекты

Снижение концентрации загрязнений сточных вод после выпуска происходит за счет их разбавления водой природного водного объекта, возникающее вследствие перемешивания (смешивания) этих вод. Смешение сточных вод и вод водного объекта происходит в течении определенного времени и на некотором расстоянии от выпуска. Сечение в водотоке или водоеме, где происходит полное перемешивание сточных вод с водами водного объекта, называется *створом полного смешения*. Участок водного объекта, где происходит смешение, разделяют на две зоны: *зоны начального разбавления*, обусловленные турбулентным воздействием вытекающей струи сточных вод на окружающую водную среду, и *зону основного разбавления*, определяемую процессом непосредственного перемешивания потоков жидкостей.

Интенсивность основного смешения характеризуют кратностью или степенью разбавления сточных вод:

$$n_0 = (aQ + q)/q, \quad (12.1)$$

где n_0 – кратность разбавления, показывающая, во сколько раз сточные воды разбавляются водой водного объекта; a – коэффициент смешения, показывающий какая часть воды водного объекта принимает участие в разбавлении сточных вод. Он равен 1, если вся вода водного объекта разбавляет сточные воды, и меньше единицы во всех остальных случаях; Q – расход воды водного объекта 95%-й обеспеченности стока, определяемый по самому маловодному году, повторяющемуся 5 раз в 100 лет или 1 раз в 20 лет, $\text{м}^3/\text{ч}$; q – расход сточных вод, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Исходя из наличия двух зон разбавления общая кратность разбавления может быть представлена в виде

$$n = n_0 \cdot n_H, \quad (12.2)$$

где n – общая кратность разбавления; n_H – степень начального разбавления.

Процесс разбавления определяется технологическими и конструктивными особенностями выпусков сточных вод, а также гидрологическими параметрами водных объектов, к которым относятся характер движения воды, форма русла и ложа, состав и свойства воды др. Кроме того этот процесс зависит от расхода сточных вод и скорости их выпуска, состава их свойств и других факторов. Все это указывает на сложность процесса разбавления сточных вод, который измеряется в зависимости от места расположения расчетного контрольного створа.

Для расчета кратности разбавления при сосредоточенных выпусках сточных вод в средние и большие реки применяют способ Фролова-Родзиллера, при котором не учитывают начальное разбавление и коэффициент смешения определяют по формуле:

$$A = \left[1 - e^{-\beta^3 \sqrt{l_a}} \right] / \left[1 + \frac{q}{Q} e^{-\beta^3 \sqrt{l_a}} \right] \quad (12.3)$$

где β – коэффициент, учитывающий гидравлические условия смешения; l_a – расстояние от фарватера от места выпуска до расчетного контрольного створа, м. Коэффициент β рассчитывают по формуле

$$\beta = \varphi \xi^3 \sqrt{\frac{E}{q}} \quad (12.4)$$

где φ – коэффициент извилистости фарватера, определяемый отношением длины участка смешения по фарватеру l_a к длине этого же участка по прямой l_{np} , т. е. $\varphi = l_a / l_{np}$; ξ – коэффициент, зависящий от места выпуска сточных вод и равный 1 при береговом выпуске и 1,5 при русловом выпуске; q – расход сточных вод, $\text{м}^3/\text{с}$; E – коэффициент турбулентной диффузии:

$$E = H_{cp} V_n g / (2 C m_6), \quad (12.5)$$

где H_{cp} – средняя глубина реки, м; V_n – средняя скорость потока в реке, м/с; g – ускорение свободного падения, $\text{м}/\text{с}^2$; C – коэффициент Шези, $\text{м}^{0.5}/\text{с}$; m_6 – коэффициент Буссинеска, равный для воды 22,3 $\text{м}^{0.5}/\text{с}$.

Для равнинных рек коэффициент E можно определять по упрощенной формуле:

$$E = 0,005 H_{cp} V_n. \quad (12.6)$$

3.6. Определение допустимых концентраций загрязнений в сточных водах

Условия выпуска сточных вод в поверхностные природные водные объекты определяются в основном двумя факторами: степенью разбавления сточных вод в воде водных объектов и качеством воды водного объекта выше выпуска сточных вод. За основы при расчетах допустимых концентраций в сточных водах перед их выпуском применяют следующее положение, вытекающее из требований Правил охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами [19]. Суммарное загрязнение по каждому ингредиенту, получаемое путем сложения количества загрязнения в воде водного объекта

до выпуска сточных вод и в самих сточных водах, не должно превышать его допустимого содержания, регламентируемого «Правилами» во всем объеме воды, протекающей через контрольный створ.

Для случаев, когда не учитывается начальное разбавление, сформулированное положение может быть выражено зависимостью:

$$aQC + qC_c \leq (aq + q)C_{\text{ПДК}}, \quad (13.1)$$

где C – концентрация загрязняющего вещества в воде водного объекта выше места выпуска сточных вод, мг/л; C_c – максимальная допустимая концентрация того же вещества в сточных водах, при которой не нарушаются требования «Правил» к качеству воды в контрольном створе, мг/л; $C_{\text{ПДК}}$ – предельно допустимая концентрация того же вещества в воде водного объекта после смешения со сточными водами, мг/л; a – коэффициент смешения; Q – расход воды водного объекта, м³/ч; q – расход сточных вод, м³/ч.

Максимально допустимую концентрацию любого загрязняющего вещества в сточных водах перед выпуском их в водный объект рассчитывают по формуле

$$C_c = C_{\text{ПДК}} + aq(C_{\text{ПДК}} - C), \quad (13.2)$$

При сильном загрязнении воды водного объекта еще до выпуска сточных вод, т. е. при условии $C > C_{\text{ПДК}}$, получаем

$$C_c \leq C_{\text{ПДК}}, \quad (13.3)$$

Это означает, что требования «Правил» должны быть отнесены не к воде водного объекта, а к самим водам, нуждающимся в глубокой очистке. При этом разбавление в воде водного объекта не может быть использовано. Таким образом, расчетный метод не допускает выпуск сточных вод при чрезмерном загрязнении загрязнением воды в нем.

Без учета начального разбавления сточных вод максимально допустимые концентрации рассчитывают по формулам:

– для взвешенных веществ

$$C_{\text{свв}} = C + [(aQ/q) + 1]C_y, \quad (13.4)$$

где C_y – допустимое увеличение содержание взвешенных веществ в воде водного объекта, принимаемого в зависимости от его категории: 0,25 мг/л – для 1-ой категории и 0,25 мг/л – для 2-ой категории;

– для сульфатов, хлоридов и плотного остатка

$$C_{\text{сxn}} = (aQ/q)(C_{\text{ПДК}}^{\text{сxn}} - C_{\text{сxn}}), \quad (13.4)$$

где $C_{\text{ПДК}}^{\text{сxn}}$ – предельно допустимая концентрация сульфатов, хлоридов и плотного остатка в воде водного объекта, мг/л; $C_{\text{сxn}}$ – концентрация тех же веществ в воде водного объекта до выпуска сточных вод, мг/л.

При поступлении в водные объекты нескольких веществ с одинаковым лимитирующим показателем вредности и с учетом примесей, поступающих в водоем или водоток от вышерасположенных выпусков, сумма отношений этих концентраций (C_1, C_2, C_n) каждого из веществ в водном объекте к соответствующим ПДК не должна превышать единицы, т. е.

$$\frac{C_1}{\text{ПДК}_1} + \frac{C_2}{\text{ПДК}_2} + \dots + \frac{C_n}{\text{ПДК}_n} \leq 1, \quad (13.6)$$

3.7. Определение массы сброса загрязняющих веществ с промышленно-урбанизированных территорий

Расчет осуществляется в следующей последовательности:

1. Масса сброса загрязняющих веществ

$$M_i = S(W_d m_{iD} + W_T m_{iT} + S_n W_n m_{in}) 10^{-6}, \text{ т} \quad (14.1)$$

где S – площадь водосбора, га; W_d, W_T, W_n – объем стока дождевых, талых и поливочных вод, м³/га; m_{iD}, m_{iT}, m_{in} – концентрация i -го загрязняющего вещества в стоке соответственно дождевых, талых и поливочных вод, мг/л; S_n – площадь водонепроницаемых покрытий подвергающихся мокрой уборке, га.

2. Объем стока дождевых вод

$$W_d = 2,5 h_d K_q K_{\text{вн}}, \text{ м}^3/\text{га}, \quad (14.2)$$

где h_d – слой осадков за теплый период года ($t > 0^\circ$), мм; K_q – коэффициент, учитывающий объем стока дождевых вод в зависимости от интенсивности дождя продолжительностью 20 мин (q_{20}) (табл. 14.1); q_{20} – определяется по карте интенсивности дождей продолжительностью 20 мин (л/с с 1 га):

Москва – 80
Белгород – 90
Якутск – 35
Хабаровск – 100
Ставрополь – 90

Норильск – 35
Кемерово – 60
Воркута – 40
Магадан – 40
Красноярск/Кызыл – 70

Таблица 14.1

q ₂₀	20	40	60	80	100	120 л/с с 1 га
k _q	0,96	0,87	0,78	0,71	0,65	0,60

K_{вн} – коэффициент, учитывающий интенсивность формирования дождевого стока в зависимости от распределения водонепроницаемых поверхностей (Π_{вн}) (в табл. 14.2)

3. Объем стока талых вод

$$W_m = H_m K_m K_e, \text{ м}^3/\text{га}, \quad (14.3)$$

где H_т – слой осадков за холодный период (t<0°), мм; K_т – коэффициент, учитывающий объем стока вод в зависимости от условий снеготаяния. Он определяется по карте зонирования РФ по условиям стока талых вод или из данных табл. 14.3; K_в – коэффициент, учитывающий вывоз снега с территории.

При отсутствии вывоза K_в=10; при вывозе снега (K_в<10) его значение принимается пропорционально объему вывоза снега. Например, при вывозе 20% от общего объема снега K_в=8; при 40% – K_в=6 и т.д.

4. Объем стока поливочных вод

$$W = 10qNK_{пм}, \text{ м}^3/\text{га}, \quad (14.4)$$

где q – расход на одну поливку (мойку) твердых покрытий (q=1,2-1,3 л/м); N – количество поливок (моек) в год принимается по данным учета; K_{пм} – коэффициент стока поливочных вод, принимается равным 0,5.

5. m_{до}; m_{им}; m_{ин} - концентрация загрязняющих веществ определяется в каждом случае лабораторными способами.

Таблица 14.2

Π _{вн} , %	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
K _{вн}	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2

Таблица 14.3

Зоны по условиям весеннего стока талых вод	1 Центральная	2 Москва, Кузбасс, Якутия	3 Мурманск, Норильск	4 Астрахань, Ставрополь
K _т	0,47	0,56	0,69	0,77

Предельно допустимые нормативы на застроенных участках территории принимаются из данных табл. 14.4.

Таблица 14.4

Концентрация основных загрязняющих веществ в поверхностном стоке на застроенных участках территории, принимаемые для расчета масс загрязнений в пределах допустимых нормативов (мг/л)

	Дождевые воды	Таловые воды	Полivочные воды
Взвешенные вещества	250	3500	500
Нефтепродукты	10	30	30
Магний	8	14	8
Железо	0,3	1,7	0,3
Медь	0,02	0,076	0,02
Никель	0,01	0,02	0,01
Цинк	0,3	0,55	0,3
БПК	30	90	100
ХПК	100	250	100

4. ЗАДАНИЯ ДЛЯ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

4.1. Задание для практической работы №1

Тема: Расчет площади горного и земельного отводов

Рассчитать площадь горного отвода на уровне дневной поверхности для месторождения угля с горизонтальным залеганием пласта. Определить площадь земельного отвода по отдельным объектам и по карьере в целом.

Принять глубину капитальной траншеи 30 градусов заложения не более 30-50 м, угол откоса борта капитальной траншеи 30 градусов, продольный уклон траншеи 0,07, принять длину основания внешнего отвала горно-строительной вскрыши $L_o = 500$ м. Произвести расчет рекультивируемой площади под сельскохозяйственных культур. Определить коэффициент рекультивации.

Данные приведены в табл. 4.1.1.

Таблица 4.1.1

Варианты	Длина залежи, L_3 , м	Ширина залежи, B_3 , м	Глубина карьера, H_k , м	Высота внешнего отвала, H_o , м	Мощность залежи, т, м	Система разработки
1	2000	1000	50	20	10	Сплошная поперечная
2	2100	1200	75	30	28	Сплошная продольная
3	2200	1400	50	30	15	Сплошная поперечная
4	2300	1600	50	20	12	Сплошная продольная
5	2400	1800	75	40	16	Сплошная поперечная
6	2500	2000	40	20	10	Сплошная продольная
7	2600	1000	50	20	12	Сплошная поперечная
8	2700	1200	45	25	15	Сплошная продольная
9	2800	1400	60	30	14	Сплошная поперечная
10	2900	1600	50	20	12	Сплошная продольная
11	3000	1800	60	40	20	Сплошная поперечная
12	3100	2000	65	30	14	Сплошная продольная
13	3200	1000	50	25	15	Сплошная поперечная
14	3300	1200	45	20	12	Сплошная продольная
15	3400	1400	60	30	16	Сплошная поперечная
16	3500	1600	40	25	10	Сплошная продольная
17	2100	1800	55	30	18	Сплошная поперечная
18	2200	2000	65	30	10	Сплошная продольная
19	2300	1000	45	20	20	Сплошная поперечная
20	2400	1200	50	30	8	Сплошная продольная
21	2500	1400	70	40	26	Сплошная поперечная
22	2600	1600	50	30	14	Сплошная продольная
23	2700	1800	55	30	13	Сплошная поперечная
24	2800	2000	65	35	16	Сплошная продольная
25	2900	1000	45	20	14	Сплошная поперечная
26	3000	1200	55	30	15	Сплошная продольная
27	3100	1400	60	30	14	Сплошная поперечная
28	3200	1600	42	15	10	Сплошная продольная
29	3300	1800	50	30	20	Сплошная поперечная
30	3400	2000	60	35	16	Сплошная продольная

4.2. Задание для практической работы №2

Тема: Оценка агропроизводственных показателей нарушаемых и восстанавливаемых земель

Определить и проанализировать бонитет земель до их нарушения и после их рекультивации. Провести относительную оценку качества рекультивационных работ. Дать рекомендацию по повышению плодородия рекультивируемых земель, если их бонитет ниже чем у нарушаемых земель. Исходные данные приведены в таблице 4.2.1.

Таблица 4.2.1

Вариант	Нарушаемые земли				В результате рекультивации				
	m_n , см	pH_n	Породы подстилающие	α_n , град	m_v , см	pH_v	ρ_n , %	Породы подстилающие	α_v , град
1	40	6,5	Легко-и среднесуглинистые	2	60	10	5,5	Тяжелосуглинистые	2
2	30	6,4	Легкосуглинистые	0	50	20	5,8	Легкосуглинистые	1
3	50	6,0	Супесчаные	3	40	30	5,7	Супесчаные	2
4	60	6,8	Песчаные породы	2	40	20	5,6	Песчаные породы	0
5	70	6,6	Ленточные глины	2	40	10	7,1	Ленточные глины	2
6	65	6,3	Легко-среднесуглинистые	1	55	15	7,8	Тяжелосуглинистые	0
7	55	6,8	Тяжелосуглинистые	2	35	20	7,2	Среднесуглинистые	0
8	60	6,5	Песчаные породы	0	40	20	7,6	Легко-и среднесуглинистые	3
9	30	6,2	Ленточные глины	2	40	45	5,5	Среднесуглинистые	3
10	35	7,0	Супесчаные	0	45	40	7,3	Легкосуглинистые	2
11	20	6,1	Легкосуглинистые	0	40	60	5,3	Ленточные глины	1
12	35	7,0	Песчаные породы	1	50	40	7,5	Ленточные глины	3
13	35	6,5	Песчаные породы	1	45	40	5,9	Легко-и среднесуглинистые	2
14	30	6,5	Ленточные глины	3	45	10	6,1	Легко-и среднесуглинистые	0
15	35	6,8	Легкосуглинистые	2	40	40	7,3	Среднесуглинистые	3
16	45	6,1	Тяжелосуглинистые	4	55	30	7,2	Среднесуглинистые	2
17	40	7,0	Ленточные глины	3	55	30	7,3	Тяжелосуглинистые	2
18	60	6,8	Ленточные глины	2	45	20	7,1	Среднесуглинистые	1
19	35	6,8	Ленточные глины	3	55	40	7,2	Легкосуглинистые	2
20	45	7,0	Легко-и среднесуглинистые	1	65	30	7,3	Тяжелосуглинистые	4

4.3. Задание для практической работы №3

Тема: Расчет объема работ по снятию плодородного слоя почвы и количества оборудования

Произвести расчет объема работ и необходимого количества оборудования по снятию плодородного слоя почвы. Исходные данные приведены в табл. 4.3.1.

Таблица 4.3.1

Вариант	$H_{\text{исп}}, \text{М}$	$m, \text{м}$	$\rho, \text{т/м}^3$	$Q_{\text{кмлн.т/год}}$	$L_{\text{п}}, \text{м}$	$H_{\text{к}}, \text{м}$	$\gamma_{\text{н}}, \text{град}$	$l_2, \text{м}$
1	0,2	10	2,1	3,4	1500	120	45	-
2	0,3	8	2,2	3,2	1800	160	43	-
3	0,4	12	1,8	3,4	2000	180	42	-
4	0,5	15	1,4	5	2200	200	40	-
5	0,6	13	1,5	4,3	2400	250	38	-
6	0,7	15	1,6	5,8	2500	220	40	-
7	0,6	10	1,8	3	1500	120	45	-
8	0,5	10	1,8	3,2	1800	160	43	-
9	0,4	12	1,4	3,4	2000	180	42	-
10	0,3	14	1,5	5	2200	200	40	-
11	0,4	10	1,3	4	2400	250	38	-
12	0,6	15	1,5	5,4	2500	220	40	-
13	0,8	7	1,6	1,8	1500	120	48	-
14	0,9	10	1,4	2,1	1800	160	45	-
15	0,8	12	1,5	3,5	2000	180	42	-
16	0,7	10	1,8	4,2	2200	200	42	2500
17	0,6	7	2,2	2	2400	250	40	2700
18	0,5	10	2,3	5,4	2500	220	38	2800
19	0,4	10	2,4	2,6	1500	120	50	1800
20	0,4	8	2,5	3,8	1800	160	48	2100
21	0,5	5	2,1	2	2000	180	46	2300
22	0,6	7	2,2	3,7	2200	200	45	2500
23	0,7	10	2,3	3,3	2400	250	42	2700
24	0,5	15	1,4	5,8	2500	220	45	2800
25	0,6	11	1,5	2,6	1500	120	50	1800
26	0,7	10	1,8	2,5	1800	160	48	2100
27	0,8	12	1,6	3,5	2000	180	46	2300
28	0,9	10	2,0	4,8	2200	200	45	2500
29	1	8	1,4	3	2400	250	42	2700
30	0,8	15	1,5	6,2	2500	220	44	2800

Примечания:

1. С 1 по 15 варианты – использование бульдозеров ($N=108 \div 300$ л.с.).

2. С 16 по 30 варианты – использование скреперов ($E_{\text{к}} 7 \div 25 \text{ м}^3$).

4.4. Задание для практической работы № 4

Тема: Определение объема горно-планировочных работ при рекультивации нарушенных земель

Определить суммарный объем горно-планировочных работ при рекультивации внешнего и внутреннего отвалов карьера, разрабатывающего горизонтальное месторождение.

Внешний автомобильный отвал сформирован в период строительства карьера из горно-строительной вскрыши. Внутренний отвал отсыпан драглайнами по бестранспортной схеме.

Поверхность отвалов (их плато) рекультивируется под сельхозугодия, а их откосная часть – под лесопосадки.

Угол естественного откоса пород в отвале равен 30° . Угол выполаженных откосов отвалов – 18° . Поверхность внутреннего отвала представлена в виде параллельных гребней, расстояние между которыми равно 30 м. Их планировка осуществляется бульдозерами.

Параметры внешнего и внутренних отвалов следует принимать из результатов расчетов практической работы №1.

4.5. Задание для практической работы №5

Тема: Выбор структуры и мощности рекультивационного слоя

Обосновать мощность и структуру рекультивационного слоя при различных направлениях использования восстанавливаемых земель для двух случаев: 1 – рекультивационный слой наносится на непригодные (токсичные) для биологической рекультивации породы; 2 – на малопригодные породы.

Вычертить профили рекультивационного слоя для каждого варианта для каждого варианта с указанием параметров каждого из слоев (ПСП, ППП).

4.6. Задание для практической работы №6

Тема: Расчет выбросов вредных веществ неорганизованными источниками

Рассчитать объем валовых (т/год) и максимально-разовых (г/с) выбросов вредных веществ в атмосферу при производстве горных работ. В качестве объекта исследования следует принять горнодобывающее предприятие, где студент проходил производственную практику, или для условий, заданных в курсовых проектах по другим дисциплинам. Исходные данные также могут быть предложены преподавателем.

4.7. Задание для практической работы №7

Тема: Нормирование качества атмосферного воздуха в карьере и за его пределами

Определить уровень запыленности атмосферы при открытых горных работах на примере карьера глубиной H , длиной L_n отрабатываемого по углубочной продольной системе разработки, с применением экскаваторно-автомобильного комплекса, подготовкой горной массы к выемке с помощью БВР и транспортированием вскрышных пород на внешний отвал высотой H_0 . Подветренным и наветренным бортами являются нерабочие борта карьера с углами откоса β_1 и β_2 ($\beta_1=\beta_2=40^\circ$). Господствующее направление ветра перпендикулярно борту карьера, отвал расположен с подветренной стороны карьера (рис.4.7.1).

Внутренними источниками пылевыведения являются: буровые работы; выемочно-погрузочные работы; внутрикарьерный автотранспорт. К внешним источникам относятся: внешний отвал; поверхность нарушенных земель; автотранспорт, движущийся по магистральным автодорогам, соединяющим карьер с обогатительной фабрикой и внешним отвалом. Длина автодорог: временных зависит от глубины карьера ($L_{врем}=1,5H/0,1$ м); постоянных зависит от расстояния между карьером и пунктом назначения ($L_{пост}=1,5X_u$). Площадь нарушенных поверхностей $F=X_u \cdot b$, м²; параметр b (ширина проветриваемого участка карьера) определить по формуле: $b=\beta_d+2H\text{ctg}\beta_p$, где $\beta_d=50$ м – ширина дна карьера, $\beta_p=18^\circ$ – угол наклона рабочего борта. Число рабочих дней в году $N_{р.д}=250$, продолжительность смены $T_{см}=8$ ч. При комплектации оборудования принять на один экскаватор – один буровой станок и пять автосамосвалов.

1. Используя исходные данные, приведенные в табл. 4.7.1, с помощью программы «Выброс» рассчитать интенсивность пылевыведения при работе оборудования по технологическим процессам (бурение, выемочно-погрузочные работы, автотранспорт, отвалообразование).

2. Используя результаты, полученные при расчете интенсивности пылевыведения каждой работающей машины (программа «Выброс»), и исходные данные, приведенные табл. 4.7.1, определить суммарную интенсивность пылепоступления в атмосферу карьера:

2.1. Интенсивность пылепоступления в карьер от внутренних источников определяется по формуле (7.1).

2.2. По графику (рис 7.1, с. 25) принимаем значение коэффициента заноса пыли от внешнего источника пылевыведения по формуле (7.3).

2.3. Интенсивность пылепоступления в карьер от внешних источников рассчитывается по формуле (7.2, с. 25).

2.4. Определение интенсивности пылевыведения с нарушаемых горными работами земель по формуле:

$$G_n=\omega F, \text{ мг/г,}$$

где $\omega=3 \text{ мг}/(\text{с}\cdot\text{м}^2)$ – удельная сдуваемость пыли, F – площадь нарушенных земель, примыкающая к карьере со стороны подветренного борта, м². В случае расположения на этой площади внешнего отвала, его следует рассматривать как самостоятельный источник пылевыведения (рис.7.3).

2.5. Подводится общий баланс поступления пыли в атмосферу карьера от всех источников по формуле (7.4, с. 25).

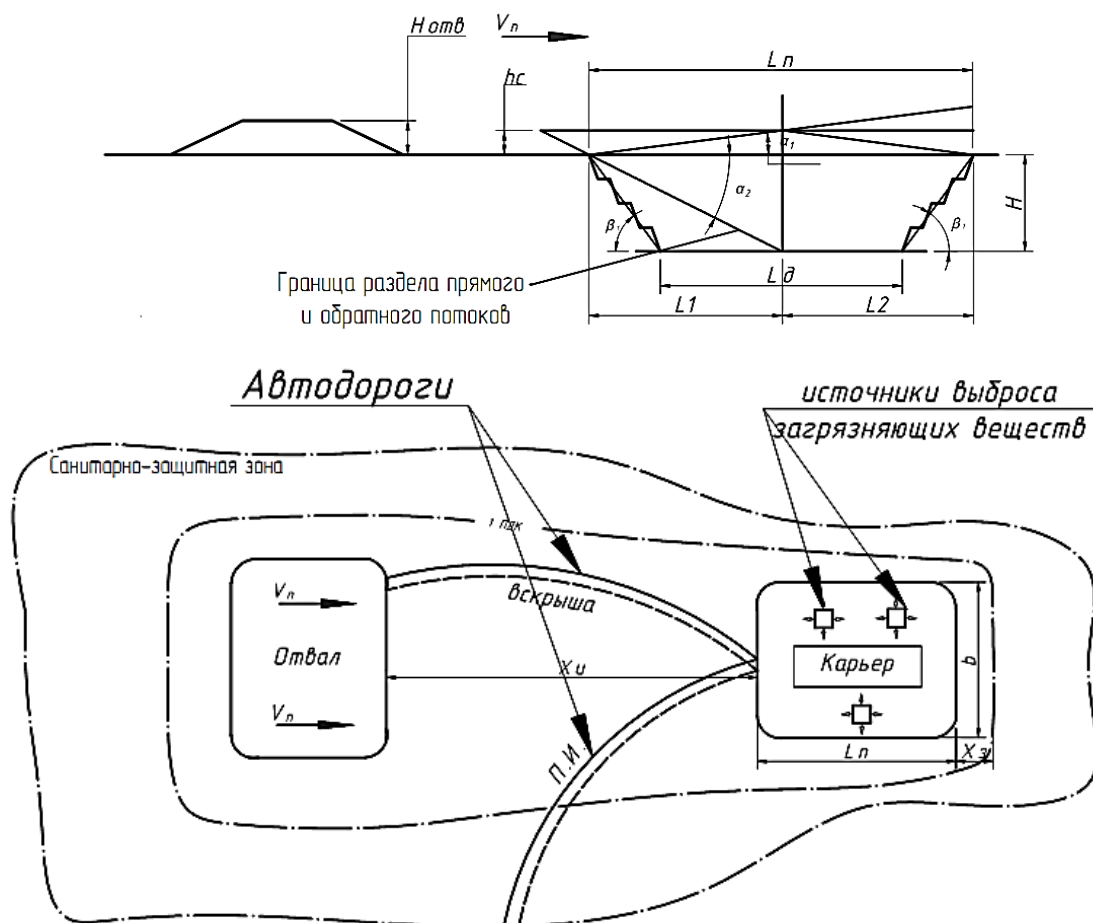


Рис. 4.7.1. Схема расположения объектов открытых горных работ

3. Определяем расход воздуха, принимающего участие в воздухообмене в следующей последовательности:

3.1. По отношению H/L_n определяем к какой группе относится заданный карьер – к мелким, средним или глубоким и какая схема проветривания характерна для него.

3.2. Определяем высоту слоя воздушного потока (h_c), участвующего в проветривании карьера, по формулам (7.6, с. 27) или (7.7, с. 27), в зависимости от отношения H/L_n .

3.3. Аналогично определяем размер проветриваемого участка (L_2) на наветренном борту карьера по формулам (7.8, с. 27) или (7.9, с. 27).

3.4. По формуле (7.5, с. 26) рассчитываем расход воздуха, принимающего участие в воздухообмене.

4. Определяем концентрацию пыли в рециркуляционной зоне карьера по формуле (7.12, с. 27), предварительно установив значения X_{cp} и b (принять $u = v_n$ и $C_0 = 0$).

5. Сравниваем полученную расчетом концентрацию пыли карьере (C_p) с ее ПДК для рабочей зоны (см. табл. 7.1). Если она превышает, то следует определить требуемую эффективность мероприятий по нормализации атмосферы карьера по формуле (7.13, с. 27). Предложить ряд инженерно-технических мероприятий по снижению запыленности атмосферы карьера.

6. Определяем размер зоны активного загрязнения атмосферы по формуле (7.14) и сравниваем его размерами санитарно-защитной зоны карьера (7.2). Если имеется превышение, то необходимо предложить комплекс мероприятий технологического, инженерно-технического и организационного порядка по охране атмосферного воздуха от загрязнения.

Таблица 4.7.1

Исходные данные для расчета выброса вредных веществ

№ варианта	Н, м	L _п , м	Крепость пород <i>f</i>	Полезное ископаемое	V _п , м/с	Применяемое оборудование						H _о , м	X _п , м	S _{свуж.отс} /S _{диф} , тыс.м ²
						ЭКГ	T _ц , с	N _{эк}	СБШ	Скорость бурения, V _б , м/с	БелАЗ (q,)			
1	50	500	6	Уголь	2	5А	27	5	200	25	7540(30)	40	500	50/150
2	60	1000	8	Песчаник	3	8И	37	10	250	22	7548(42)	40	600	100/350
3	70	600	10	Жел.руда	4	10	40	6	320	20	7549(80)	40	700	50/300
4	80	1200	15	Жел.руда	5	15	42	8	200	10	7512(120)	40	800	100/600
5	90	800	6	Уголь	6	12,5	38	8	250	25	7512(120)	40	900	100/450
6	100	2000	8	Песчаник	2	20	46	10	320	22	75215(180)	40	1000	200/1200
7	110	1000	10	Жел.руда	3	10	40	10	200	20	7512(120)	60	1200	150/1100
8	120	2500	15	Жел.руда	4	5А	36	12	250	10	7548(42)	60	1000	150/1100
9	130	1200	6	Уголь	5	8И	36	8	320	25	7512(120)	60	900	200/1800
10	140	2000	8	Песчаник	6	10	40	12	200	22	7512(120)	60	800	150/950
11	150	1000	10	Жел.руда	2	15	42	10	250	20	75215(180)	60	850	200/1700
12	160	1800	15	Жел.руда	3	12,5	42	12	320	10	75215(180)	80	950	200/1800
13	170	800	6	Уголь	4	20	42	10	200	25	75215(180)	80	1000	150/800
14	180	1600	8	Уголь	5	10	38	12	250	22	7512(120)	80	900	200/1800
15	190	600	10	Жел.руда	6	20	45	10	320	20	75215(180)	80	1000	150/700
16	200	1500	15	Жел.руда	2	12,5	42	12	200	10	75215(180)	80	1200	200/1850
17	220	800	6	Уголь	3	15	40	8	250	25	75215(180)	80	1300	100/1000
18	240	1800	8	Уголь	4	10	38	10	320	22	7512(120)	100	1200	250/2500
19	260	1000	10	Жел.руда	5	8И	40	14	200	20	7512(120)	100	1000	200/1500
20	300	1500	15	Жел.руда	6	20	45	10	250	10	75215(180)	100	1000	300/2700
21	250	1200	6	Уголь	2	15	40	10	320	25	7512(120)	100	800	200/1800
22	200	1800	8	Уголь	3	12,5	38	8	200	22	75215(180)	60	700	250/2200
23	150	1000	10	Жел.руда	4	20	45	6	250	20	75215(180)	60	750	150/900
24	250	1600	15	Жел.руда	5	15	42	8	320	10	75215(180)	80	800	250/2400
25	200	600	6	Уголь	6	12,5	38	8	200	25	7512(120)	60	600	150/750

4.8. Задание для практической работы №8

Тема: Расчет притока подземных вод в карьер по водному балансу

Определить среднесуточный приток подземных вод в карьер из безнапорного водоносного горизонта. Исходные данные для расчета притока вод приведены в табл.4.8.1.

Таблица 4.8.1

Исходные данные для расчета притока подземных вод в карьер из безнапорного водоносного горизонта

№ варианта	Водоносный горизонт		карьер			водосбор			Радиус депрессионной воронки R, м
	Мощность, h_{cp} , м	Коэффициент водоотдачи пород μ	Длина L, м	Ширина b, м	Продолжительность t, лет	Площадь F, км ²	Годовое количество осадков O_r , мм	Коэффициент просачивания η_1	
1	17	0,28	2230	100	1,2	4,5	500	0,18	410
2	8	0,27	2240	110	1,0	3,3	480	0,20	320
3	19	0,26	2250	120	1,5	4,1	460	0,22	460
4	10	0,25	2260	130	0,8	3,9	440	0,24	370
5	21	0,24	3270	140	1,4	4,7	520	0,26	490
6	1	0,23	3280	45	2,0	4,6	600	0,8	410
7	23	0,2	3290	150	1,9	5,5	480	0,30	540
8	14	0,21	2300	55	1,5	4,4	560	0,32	470
9	25	0,20	2310	160	1,8	5,3	440	0,34	590
10	16	0,19	2320	65	1,0	5,2	520	0,36	510

4.9. Задание для практической работы №9

Тема: Определение гидравлической крупности полидисперсных систем сточных вод экспериментальным методом

Построить кривые осаждения мелкодисперсных минеральных взвесей с удельным весом 2-3 гс/см³ при минимальной (500 мг/л) и максимальной (3000 мг/л) их концентрации. Результаты экспериментальных данных приведены в табл. 4.9.1.

Определить гидравлическую крупность частиц взвеси при эффекте осветления 20, 40 и 60%.

Таблица 4.9.1

Эффект осветления, %	Высота осветленного слоя h_1	Продолжительность отстаивания в цилиндре глубиной										
		для коагулирующих взвесей (типа взвесей бытовых сточных вод)				для мелкодисперсных взвесей с удельным весом 2-3 гс/см ³				для структурных тяжелых взвесей с удельным весом 5-6 гс/см ³		
		n=0,25				n=0,4				n=0,6		
		Концентрация, мг/л				Концентрация мг/л				Концентрация мг/л		
		100	200	300	500	500	1000	2000	3000	200	300	400
20	100	600	300	-	-	150	140	100	40	-	-	-
30	150	900	480	320	260	180	150	120	50	-	-	-
40	200	1320	650	350	350	200	180	150	60	75	60	45
50	250	1900	900	640	500	240	200	180	80	120	90	60
60	300	3800	1200	970	680	280	240	220	100	180	120	75
70	350	-	3600	2600	1830	690	360	300	130	390	180	130
80	400	-	-	-	5260	1920	640	570	370	3000	580	380

Примечания 1. Продолжительность отстаивания дана для температуры воды до 20°C; 2. Для промежуточных значений взвесей и эффекта осветления продолжительность отстаивания определяется интерполяцией

4.10. Задание для практической работы №10

Тема: Определение гидравлической крупности полидисперсных систем сточных вод расчетным методом

Определить гидравлическую крупность для структурных тяжелых взвесей с концентрацией 200 мг/л и удельным весом $5 - 6 \text{ гс/м}^3$ при эффекте осветления 40, 60 и 80% в горизонтальном отстойнике с глубиной проточной части равной 3 м, при минимальной среднемесячной температуре сточной воды 15° при средней скорости водного потока в отстойнике $v=10 \text{ мм/с}$.

Установить изменение гидравлической крупности взвесей от температуры сточной воды и скорости водного потока в отстойнике. Построить соответствующие графики.

4.11. Задание для практической работы №11

Тема: Расчет параметров отстойников для очистки карьерных вод

В зависимости от расхода загрязненных карьерных вод, подступающих на очистные сооружения карьера, выбрать тип первичного отстойника и рассчитать его главные параметры. Схематично вычертить выбранный отстойник с указанием его главных параметров.

Исходные данные принять из результатов расчетов предыдущих практических работ. Расчетный расход карьерных вод принять равным притоку подземных вод в карьер (практическая работа №8). Загрязняющие вещества в карьерных водах представлены мелкодисперсными минеральными взвесями с удельным весом $2,5 \text{ гс/см}^3$. Их концентрация достигает до 1000 мг/л. Необходимый эффект осветления 60%. Температура карьерных вод 20°C .

4.12. Задание для практической работы № 12

Тема: Разбавление сточных вод при выпуске в поверхностные водные объекты

1. Определить степень основного разбавления сточных вод карьера, сбрасываемых в проточный водный объект (реку), имеющий следующие характеристики:

- расход воды реки 95% обеспеченности $Q=45 \text{ м}^3/\text{с}$;
- средняя скорость водного потока в реке $V_{\Pi}=0,5 \text{ м/с}$;
- средняя глубина реки $H_{\text{ср}}=3,0 \text{ м}$;
- коэффициент извилистости реки $\varphi=1,2$;
- река относится к равнинным.

Сбрасываемые сточные воды карьера характеризуются расходом, равным притоку подземных вод в карьер (см. работу №8).

Выпуск сточных вод осуществляется на расстоянии $l_a = 1000 \text{ м}$ от расчетного контрольного створа. Используются русловый выпуск.

2. Повторить расчеты для следующих вариантов:

1-ый вариант: Выпуск сточных вод расположен на расстоянии 2500 м выше ближайшего по течению пункта водопользования (водозабор для хозяйственно-питьевого водоснабжения поселка);

2-ой вариант: Выпуск сточных вод осуществляется в реку, имеющую рыбохозяйственное назначение. Расчетный контрольный створ установлен на расстоянии 500 м от места выпуска.

4.13. Задание для практической работы №13

Тема: Определение допустимых концентраций загрязнений в сточных водах

1. Определить максимально допустимые концентрации загрязняющих веществ в сточных водах карьера перед выпуском их в водный объект хозяйственно-питьевого назначения (1-ой категории). Ближайший водозабор вниз по течению находится на расстоянии 1000 м от места сброса сточных вод.

2. Установить, какие лимитирующие вредные вещества в сточных водах ограничивают их сброс и выдать рекомендации по способам их очистки. Водным объектом является река со следующими характеристиками:

- расход воды реки 95% -й обеспеченности $Q = 15 \text{ м}^3/\text{с}$;
- средняя скорость водного потока в реке $V_{\Pi} = 0,5 \text{ м/с}$;
- средняя глубина реки $H_{\text{ср}}=3 \text{ м}$;
- коэффициент извилистости реки $\varphi= 1,2$;
- река относится к равнинным.
- в воде выше места выпуска сточных вод присутствуют следующие загрязняющие вещества (С, мг/л): взвешенные вещества – 13,3; сульфаты – 10; медь – 0,01; железо – 0,05.

Сточные воды характеризуются;

- расходом, равным притоку подземных вод в карьер (см. работу № 8);
- концентрацией загрязняющих веществ (мг/л): взвешенные вещества – 100; сульфаты – 1000 ; медь – 0,3 ; железо – 2,0; цинк – 4,0.

Канализационная система карьера имеет русловый выпуск.

4.14. Задание для практической работы № 14

Тема: Определение массы сброса загрязняющих веществ с промышленно-урбанизированных территорий

Определить допустимую массу годового сброса загрязняющих веществ с территории ОФ железных руд, расположенной в КМА, для следующих исходных данных:

Количество осадков – 600 мм в год, из них 70 % выпадает с апреля по октябрь месяцы. Площадь водосбора в пределах ОФ – 300 га, из них водонепроницаемых (заасфальтированных) покрытий, подвергающих мокрой уборке, 30 га. В зимнее время вывозится порядка 40% общего объема выпавшего снега. Поливка твердых покрытий осуществляется с мая по сентябрь месяцы из расчета две поливки в день.

5. САМОСТОЯТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

5.1. Самостоятельная работа № 1

Тема: Определение мощности снимаемого слоя почвы и оценка плодородия почв на рекультивируемых площадях

Наиболее важным морфологическим признаком почвы является ее строение, т.е. закономерное изменение почвенной толщи сверху вниз. Слоистость почвы обусловлена разделением почвенной толщи на генетические горизонты, составляющие почвенный профиль. Схема строения почв представлена на рис. 5.1.1.

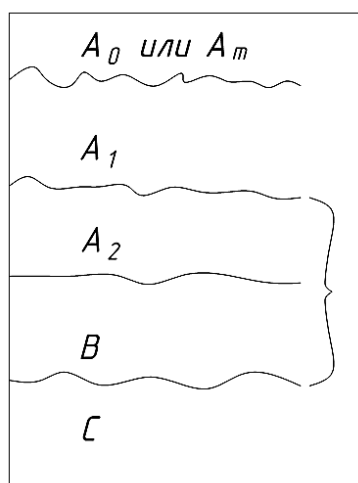


Рис. 5.1.1. Почвенный слой

1. *Перегнойно-аккумулятивная часть* профиля. Здесь совершается преобразование отмершего органического вещества и происходит систематическое накопление почвенного перегноя. В перегнойно-аккумулятивной части профиля развиты не только процессы накопления. Часть химических элементов в виде подвижных органических, так и неорганических соединений выносятся за пределы гумусового горизонта A_1 , однако здесь преобладает тенденция к накоплению.

На поверхности почвы часто накапливается слабо разложившиеся растительные остатки, образуя лесную подстилку или степной войлок, которые обозначаются A_0 , или торфяной горизонт A_t .

2. *Переходная часть* профиля представляет постепенный переход от гумусового горизонта к почвообразующей породе. В пределах переходной части профиля совершаются различные, часто противоположно направленные процессы. Горизонт вымывания принято обозначать символом A_2 . Горизонт вымывания обозначается символом B .

3. *Почвообразующая порода*, обозначаемая в почвоведении как горизонт C . Верхняя часть горизонта C несет следы почвообразования в виде соединений, привнесенных сюда из верхней части почвенного профиля.

При детальном изучении строения почвенного профиля внутри основных генетических горизонтов выделяет характерные под горизонты. Например, в горизонте вымывания под золотистой почвой выделяется под горизонты B_1 , B_2 и B_3 .

Переход между генетическими горизонтами постепенный, поэтому границы между горизонтами в известной мере условны и представлена не линией, а некоторой переходной полосой.

В соответствии с Земельным законодательством РФ горнодобывающие предприятия до начала своего строительства и в процессе эксплуатации обязаны снимать плодородный слой почвы (ПСП) с территорий, занимаемых промышленными зданиями и сооружениями, карьерами, отвалами пустых пород, хвостохранилищами, автомобильными и железными дорогами и другими объектами.

Полное снятие почвы при ведении горных работ и последующее ее нанесение на рекультивируемые земли является одним из важнейших экологических факторов более быстрого восстановления и интенсивного использования нарушенных земель.

Для всех почв характерно повышенное содержание гумуса в верхнем 10-30 см. (пахотном) слое и уменьшение его с глубиной.

Исходя из зональных особенностей строения почвенного профиля рекомендуется снимать следующую мощность почвенного слоя (ГОСТ 17.5.3.06-85): для дерново-подзолистых окультуренных почв – 15-20 см; для темно-серых оподзоленных – 40-50 см; для черноземов мощных выщелоченных, оподзолистых деградированных – 100-120 см; для черноземов обыкновенных – 50-70 см; для черноземов южных и темно-каштановых почв – 35-40 см; для каштановых почв – 20-30 см.

По технологическим возможностям минимальная мощность снимаемого почвенного слоя принимается в пределах 20-25 см. Однако во всех случаях мощность снимаемых слоев почв должна быть установлена на основе оценки содержания гумуса и уровня плодородия отдельных генетических горизонтов почвенного профиля (ГОСТ 17.4.3.0,2-85).

Мощность снимаемого плодородного и потенциально плодородного слоев почвы устанавливается по генетическому горизонту с содержанием гумуса от 3,0 до 1,0%, в том числе, в лесостепной и степной зонах не менее 2,0%, в южно-таежно-лесной, сухостепной, полупустынной, предгорной, пустынно-степной, субтропической предгорной и полупустынно-пустынной, а также лесостепной для серых лесных почв от 1,5 до 1,0%.

Объем снятия плодородного слоя почвы (V) вычисляется по формуле

$$V = h_n S_n 10^4, \text{ м}^3,$$

где h_n – мощность снятия ПСП, м; S_n – площадь нарушаемых земель, га.

Важнейшим показателем плодородия почвы является содержание гумуса по профилю почвы. Для более полной характеристики обеспеченности почв гумусом на практике землепользования учитываются запасы гумуса в пахотном слое:

$$Z_r = C_r m_n \gamma_r, \text{ т/га},$$

где Z_r – запасы гумуса в пахотном слое, т/га; C_r – содержание гумуса в пахотном слое, %; m_n – мощность пахотного слоя, см; γ_r – плотность гумуса, т/м³ ($\gamma_r = 1,15 - 1,3$).

При определении запасов гумуса в снимаемом слое почвы вычисления ведут для каждого генетического горизонта, так как содержание гумуса в каждом мощностном генетическом горизонте и содержания гумуса в каждом из горизонтов:

$$C_{\text{ср.вз}} = C_{z1} m_1 + C_{z2} m_2 + \dots + C_{zi} m_i / m, \%$$

Ввиду разубоживания отдельных горизонтов почвы относительное снижение содержания гумуса по отношению к содержанию гумуса пахотного слоя определяется из выражения

$$P = [(C_r - C_{\text{ср.вз}}) / C_r] \cdot 100, \%$$

где C_r , $C_{\text{ср.вз}}$ – содержание гумуса соответственно в пахотном слое и в почвенном горизонте рекультивационного слоя.

Задание для самостоятельной работы №1

Таблица 5.1.1

Горизонты	Мощность горизонтов, см	Содержание гумуса C_r , %
A_n	0-27	5,27
A_1	27-55	3,7
B_1	55-90	3,28
B_2	90-110	1,04
B_3	110-152	0,98

Карьер находится в Центральной черноземной зоне, почвы представлены мощными черноземами. Установить мощность снимаемого ПСП, его объем, средневзвешенное содержание гумуса при совместной выемке почвенных горизонтов. Определить мощность наносимого почвенного слоя на рекультивируемые участки при полном использовании всего объема снимаемого ПСП. Оценить изменение агропроизводственных показателей почвенного слоя на рекультивируемом участке по отношению к пахотному слою ненарушенных земель (относительное снижение содержания гумуса) и плодородия почв (через бонитет). Данные по строению почвенного профиля приведены в таблице 5.1.1. Площадь нарушаемых и восстанавливаемых земель для сельскохозяйственного использования принять из полученных результатов в расчетах практической работы №1.

5.1.2. Самостоятельная работа №2

Тема: Оценка агропроизводственных показателей улучшаемых земель при землевании малопродуктивных угодий

Землевание проводится в целях повышения плодородия малопродуктивных угодий путем покрытия их слоем чернозема различной мощности. Плодородный слой почвы, наносимый на малопродуктивные угодья, должен иметь более высокое содержание гумуса и элементов питания. Допускается использовать почвы с содержанием гумуса равным или несколько более низким, но не менее 1%, чем в мелиорируемых (улучшаемых) угодьях. Наносимые почвы не должны содержать радиоактивных элементов, тяжелые металлы и другие токсичные соединения в концентрациях, превышающих предельно допустимые уровни, установленные для почв (ГОСТ 17.4.1.02-83).

Землевание угодий ведут сплошным или выборочным способом. В зависимости от механического состава почв малопродуктивных угодий и наносимого плодородного слоя землевание делят на обычное и комбинированное.

Обычное землевание проводят при незначительном различии гранулометрических составов наносимого почвенного слоя и почв улучшаемых земель в один прием без перемешивания.

Комбинированное землевание проводят в два этапа:

первый – нанесение плодородного слоя мощности 10-15 см и перемешивание его с улучшаемой почвой или породой;

второй – повторное нанесение плодородного слоя почвы до запроектированной нормы.

Продуктивность улучшаемых угодий зависит от мощности наносимого слоя почвы и ее качества. Мощность почвы при землевании должна оцениваться из суммы мощностей наносимого и улучшаемого почвенного слоя. Содержание гумуса, кислотность pH, мехсостав определяются как средневзвешенные из значений для наносимого и улучшаемого слоев почвы.

Бонитет диагностических признаков рекомендуется устанавливать по данным относительной оценки условий почвообразования при рекультивации земель (см. табл. 2.1). При этом за эталон можно принимать как показатели нарушаемых земель, так и показатели улучшаемых земель. Бонитет определяется следующими формулами:

по мощности слоя почвы – $B_m = 30/m_n \cdot (m_y + m_z)$;

по содержанию гумуса – $B_z = [20(m_y c_y + m_z c_z)]/[c_z(m_y + m_z)]$;

по кислотности – $B_{pH} = [12(pH_y m_y + pH_z m_z)]/[pH_n(m_y + m_z)]$;

по мехсоставу почвы – $B_p = [20(m_y p_y + m_z p_z)]/[p_y(m_y + m_z)]$;

где m_n – мощность слоя почвы на нарушаемых землях, см; m_z – мощность наносимого слоя почвы при землевании, см; m_y – мощность слоя почвы на улучшаемых малопродуктивных землях, см; c_z – содержание гумуса в нарушаемой почве (в цикле), %; c_y – содержание гумуса в почве, использованной для землевания, %; c_y – содержание гумуса улучшаемой малопродуктивной почве, %; pH_n – эталонная кислотность в нарушаемой почве; pH_z – кислотность в почве, используемой для землевания; pH_y – кислотность в улучшаемой почве; p_y , p_z – соответственно мехсостав улучшаемых почв и в почвах, используемых для землевания, %; 30, 20, 12, 20 – высший бонитет признаков (см. табл. 2.1).

При расчете бонитета по кислотности возможен вариант, когда фактическое значение диагностического признака значительно больше оптимального значения. В этом случае разницу между фактическим и эталонным значением вычисляют из эталона и эта разность принимается для расчета.

Бонитет улучшаемых угодий после землевания определяется суммированием баллов показателей диагностических признаков:

$$B_3 = B_m + B_z + B_{pH} + B_p.$$

Состав подстилающих пород и рельеф местности улучшаемых земель остаются без изменения и принимаются по фактическим данным (см. табл. 2.1).

Продуктивность 1 га улучшаемых угодий после землевания определяются по формулам:

при использовании угодий в прежнем назначении $B_3 = B_3 C_6$;

при использовании в другом назначении $B_3 = B_3 C_6 Z$,

где C_6 – цена 1 балла по валовому продукту, руб; Z – коэффициент тождественности при использовании улучшаемых угодий в другом назначении, $Z = B_3/60$.

Цена 1 балла: $C_6 = B_y/B_n$, или $C_6 = B_n/B_n$,

где B_y , B_n – стоимость валовой продукции с 1 га улучшаемых и нарушаемых земель соответственно, руб.; B_y , B_n – соответственно бонитет улучшаемых (до землевания) и нарушаемых земель, баллы.

Задание для самостоятельной работы № 2

Для землевания выделены два участка сенокосных угодий с мощностью почвенного угодья 10 и 20 см; содержание гумуса в почвах 1,5%, кислотность $pH=5$, уклон поверхности угодий 3° , подстилающие почвы породы представлены песчаными разновидностями различного возраста, продуктивность угодий до землевания составляла соответственно $V_{y1}=1000$, $V_{y2}=1500$ руб/га.

Нарушенные горными работами пахотные земли имеют мощность почвенного слоя $m_n=50$ см, $S_n=100$ га, содержание гумуса $C_r=4,6\%$, $pH=6,5$, $p=40\%$, $\alpha=1^0$, продуктивность $V_n=10\,000$ руб/га.

Определить продуктивность улучшаемых угодий после их землевания при нанесении на участки плодородного слоя мощностью $m_z=20$ см. Рассчитать прирост продуктивности улучшаемых угодий после землевания при их использовании по другому назначению (под пашню).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1. – М.: Недра, 1985.
2. Горлов В.Д., Петров Н.А., Горлов Ю.В. Решение практических задач по экологии горного производства. – Новочеркасск, 1996. – 270 с.
3. Нормативно-методическая база документов по экологии угольной промышленности: В 8 томах. – М.: Издательство оперативной полиграфии «Агро-200»; ЭПТЦ МНИИЭКО ТЭК, 1999.
4. Коваленко В.С., Шпейнцайг Р.М., Голик Т.В. Рекультивация нарушенных земель: Учебное пособие. – М.: Издательство МГГУ, 2003. – 65 с.
5. Методика расчета вредных выбросов (сбросов) и оценки экологического ущерба при эксплуатации различных видов карьерного транспорта. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1994. – 52 с.
6. Отраслевая методика расчета количества отходящих, уловленных и выбрасываемых в атмосферу вредных веществ по удельным величинам. – Пермь: ВНИИОС уголь, 1984. – 61 с.
7. Томаков П.И., Коваленко В.С. и др. Экология и охрана природы при открытых горных работах. – М.: Издательство МГГУ, 1994. – 418 с.
8. Ушаков К.З., Михайлов В.А. Аэрология карьеров: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1985. – 272 с.
9. Лобода А.И., Ребристый Б.Н., Тыщук В.Ю. и др. Борьба с пылью на открытых горных работах. – Киев: Техника, 1989. – 152 с.
10. Михайлов В.А., Бересневич П.В., Борисов В.Г., Лобода А.И. Борьба с пылью в рудных карьерах. – Недра .1981. – 262 с.
11. Абрамов С.К., Газизов М.С., Костенко В.И. Защита карьеров от воды. – М.: Недра, 1976.
12. Мирзаев Г.Г., Иванов Б.А., Шербаков В.М. и др. Экология горного производства: Учебник для вузов: Недра, 1991. – 320 с.
13. Мельник Л.Г. Экологические проблемы воспроизводства природной среды.- Харьков: Издательство ХТУ, 1988. – 159 с.
14. Парахонский Э.В. Охрана водных ресурсов на шахтах и разрезах. – М.: Недра 1992. – 191 с.
15. Красавин А.А. Защита окружающей среды в угольной промышленности. – М.: Недра, 1991 – 234 с.
16. Коваленко В.С. Охрана водных ресурсов при открытых разработках: Учебное пособие. – М.: МГИ, 1991 – 88 с.
17. Временная типовая методика определения экономической эффективности природоохранных мероприятий и оценка экономического ущерба, причиняемому народному хозяйству загрязнением окружающей среды. – М.: Экономика, 1986. – 96 с.
18. Ильин С.А., Коваленко В.С., Манкевич В.В. Ресурсосбережение при открытых горных работах: Учебное пособие. – М.: изд-во МГГУ, 1995. – 149 с.
19. Охрана окружающей среды: Справочник. – Л.: Судостроение, 1978. – 560 с.

Учебное издание

Сандан Руслан Николаевич, Куулар Олча Орлановна

РАЦИОНАЛЬНОЕ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Практикум

*по дисциплине «Охрана и рациональное использование природных ресурсов»
для студентов специальности 21.05.04 Горное дело*

Редактор *А.Р. Норбу*
Дизайн обложки *К.К. Сарыглар*

Сдано в набор: 14.12.2018. Подписано в печать: 21.12.2019.
Формат бумаги 60×84 ¹/₈. Бумага офсетная.
Физ. печ. л. 5,8. Усл. печ. л. 5,4. Заказ № 1483. Тираж 50 экз.

667000, г. Кызыл, Ленина, 36
Тувинский государственный университет
Издательство ТувГУ