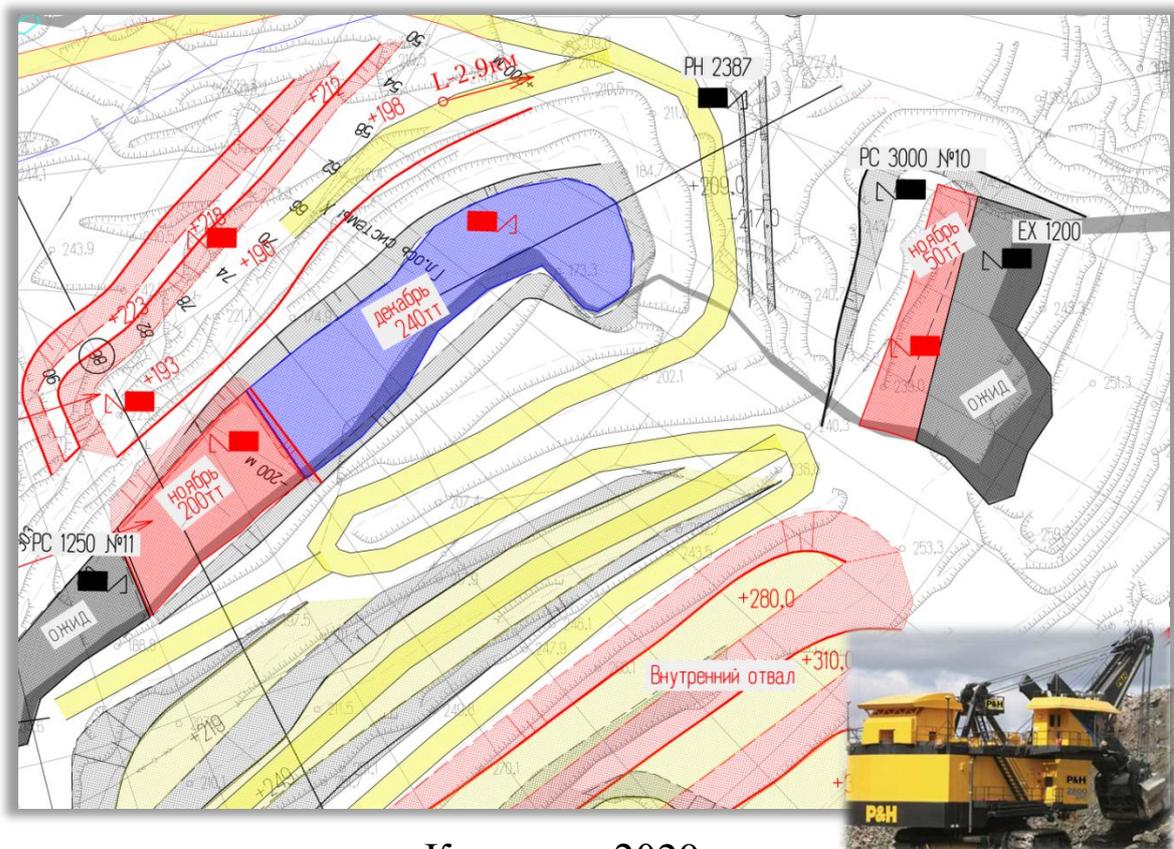




С. П. БАХАЕВА Е. В. АНАНЕНКО

ПЛАНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА РАЗРЕЗАХ

Учебное пособие



Кемерово 2020

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

С. П. Бахаева Е. В. Ананенко

**ПЛАНИРОВАНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ НА РАЗРЕЗАХ**

Учебное пособие

Кемерово 2020

УДК 622.271.014.2(075.8)

ББК 33.12

Рецензенты:

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет» (заведующий кафедрой маркшейдерского дела доктор технических наук А. В. Жабко)

Начальник управления горных работ АО «УК «Кузбассразрезуголь», кандидат технических наук Р. Г. Клейменов

Бахаева, С. П. **Планирование горных работ на разрезах** : учебное пособие / С. П. Бахаева, Е. В. Ананенко ; Министерство науки и высшего образования Российской Федерации, Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева. – Кемерово, 2020. – 160 с. – ISBN 978-5-00137-143-4. – Текст : непосредственный.

Приведены основополагающие документы на право пользования недрами, характеристика факторов и критериев, влияющих на выбор показателей планирования горных работ, краткие сведения о ведении горных работ в опасных зонах; рассмотрены методика разработки годового плана развития горных работ, примеры планирования добычи и вскрыши для бестранспортной и транспортной систем разработки; даны подробное описание порядка построения контуров горных выработок на предельное положение по параметрам, обеспечивающим устойчивость бортов и его элементов, и пример построения контура устойчивого отвала вскрышных пород.

Подготовлено по дисциплине «Планирование горных работ на разрезах» для специальности 21.05.04 «Горное дело». Будет полезно горным инженерам-маркшейдерам предприятий, ведущих добычу полезных ископаемых открытым способом.

Печатается по решению редакционно-издательского совета Кузбасского государственного технического университета имени Т. Ф. Горбачева.

УДК 622.271.014.2 (075.8)

© Кузбасский государственный
технический университет
имени Т. Ф. Горбачева, 2020

ISBN 978-5-00137-143-4

© Бахаева С. П., Ананенко Е. В.,
2020

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	5
ВВЕДЕНИЕ.....	7
Глава 1. ПРАВОВЫЕ И НОРМАТИВНЫЕ ДОКУМЕНТЫ ПРИ ПОЛЬЗОВАНИИ НЕДРАМИ	9
1.1. Основные документы на право пользования недрами.....	9
1.2. Порядок предоставления горных отводов и определения их границ	14
1.3. Обоснование выбора площадки для строительства	16
1.4. Составление годовых планов развития горных работ	17
1.5. Основные функции маркшейдерской службы горного предприятия	21
Вопросы для самоконтроля по главе 1	24
Глава 2. ФАКТОРЫ И КРИТЕРИИ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЛАНИРОВАНИЯ	25
2.1. Производственная мощность предприятия	25
2.2. Методика расчета пропускной способности ведущих технологических процессов (звеньев) предприятий по добыче и переработке угля (сланца)	28
2.3. Методика расчета пропускной способности ведущих технологических процессов угольного разреза	29
2.3.1. Расчет технических возможностей разреза по фронту горных работ	29
2.3.2. Расчет пропускной способности транспорта.....	31
2.3.3. Расчет производительности экскаваторного парка	38
Вопросы для самоконтроля по главе 2.....	40
Глава 3. ПЛАНИРОВАНИЕ ДОБЫЧИ И ВСКРЫШИ	41
3.1. Исходные данные для составления плана развития горных работ.....	41
3.2. Технологические схемы ведения горных работ при различных горно-геологических условиях	57
3.3. Технические параметры горного оборудования и системы разработки	62
3.4. Нормирование и планирование эксплуатационных потерь	68
3.5. Расчет плановых показателей по добыче и вскрыше	77
3.6. Оформление календарных планов развития горных работ	93
3.7. Составление табличного материала к календарному плану развития горных работ.....	100
Вопросы для самоконтроля по главе 3.....	105

Глава 4. КРИТЕРИИ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ	107
4.1. Исходные данные для расчета параметров устойчивых горных выработок и отвалов вскрышных пород	107
4.2. Построение контура горных выработок на предельное положение	109
4.3. Построение контура отвала вскрышных пород	117
Вопросы для самоконтроля по главе 4.....	123
Глава 5. ВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ В ОПАСНЫХ ЗОНАХ	124
5.1. Общие сведения о ведении горных работ в опасных зонах ...	124
5.2. Ведение горных работ в зонах, опасных по геомеханическим условиям.....	129
5.3. Ведение горных работ в приоткосных участках бульдозерных отвалов при разгрузке отвальных пород непосредственно под откос при появлении в призме возможного обрушения признаков деформаций	132
5.4. Ведение горных работ в зоне влияния действующих, законсервированных и ликвидированных подземных выработок	133
5.5. Ведение горных работ в зоне пожаров на угольных пластах и складах, а также на отвалах углесодержащих пород	134
Вопросы для самоконтроля по главе 5.....	135
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	136
Приложение 1	137
Приложение 2	141
Приложение 3	146
СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	157

ПРЕДИСЛОВИЕ

Деятельность горного инженера-маркшейдера связана с большим многообразием профессиональных задач, число которых постоянно увеличивается. Маркшейдер сегодня решает не только традиционные задачи, такие как создание опорного и съемочного обоснования, вынесение геометрических элементов проекта в натуру, выполнение съемок, определение объемов горных работ, но участвует в проектировании и планировании горных работ, разработке мероприятий по их безопасному ведению, обеспечении рационального природопользования и охраны недр, подготовке документов по лицензированию недр. Участие маркшейдера в планировании развития открытых горных работ весьма значительно и по оценкам специалистов занимает 30–40 % в его годовом бюджете времени. Для грамотного планирования горных работ горный инженер-маркшейдер должен:

знать нормативно-методическую документацию по планированию горных работ, рациональному использованию недр и обеспечению безопасности горных работ; задачи, основные этапы планирования; основные положения нормативных документов по выполнению горных, горно-строительных и буровзрывных работ при реализации годовой программы ведения горных работ; задачи маркшейдерской службы;

уметь принимать решения по результатам анализа и прогноза горно-геологической и горнотехнической информации; контролировать соответствие проектов требованиям стандартов, техническим условиям и документам по промышленной безопасности; рассчитывать параметры плана развития горных работ; составлять графики работ и перспективные планы, инструкции, сметы; заполнять необходимые отчетные документы в соответствии с установленными формами для выполнения своих профессиональных обязанностей;

владеть навыками составления горно-графической документации при планировании горных работ; организации работ по выполнению плана добычи и вскрыши.

Настоящее учебное пособие предназначено для студентов маркшейдерской специальности. В учебном пособии авторы попы-

тались обобщить опыт инженеров маркшейдеров по планированию добычи и вскрыши в различных горно-геологических условиях.

В пособии рассмотрены задачи и подходы к их решению, выполняемые маркшейдерской службой при разработке текущих (годовых) планов развития горных работ при открытой геотехнологии в реальных инженерно-геологических условиях: нормирование и планирование эксплуатационных потерь полезного ископаемого, расчет плановых горнотехнических показателей по добыче и вскрыше; составление табличного материала к календарному плану развития горных работ; построение контура горных выработок на предельное положение борта карьера и контура устойчивого отвала. В Приложениях даны примеры выполнения лабораторных работ по дисциплине «Планирование горных работ на разрезах».

В основу учебного пособия положен текст лекций, изданный в 1995 году Кузбасским техническим университетом: Бахаева С. П., Вирула А. Л., Ермошкин В. В. Маркшейдерское обеспечение планирования горных работ на угольных разрезах.

Авторы выражают признательность начальнику управления горных работ АО «УК «Кузбассразрезуголь», кандидату технических наук Р. Г. Клейменову и заведующему кафедрой маркшейдерского дела Уральского государственного горного университета доктору технических наук А. В. Жабко, высказавшим ценные советы при рецензировании рукописи.

Авторы с благодарностью примут все замечания по содержанию учебного пособия и учтут их в дальнейшей работе.

ВВЕДЕНИЕ

Планирование деятельности горного предприятия в условиях рыночной экономики является средством увязки имеющихся у предприятия возможностей по выпуску продукции со сложившимися на рынке спросом и предложениями.

Горное предприятие ведет свою основную деятельность в виде разведки и разработки месторождений полезных ископаемых на основе Гражданского кодекса Российской Федерации, с учетом требований Закона Российской Федерации «О недрах», Федерального закона «О промышленной безопасности опасных производственных объектов», лицензии на право пользования недрами в пределах установленных границ в виде горного отвода, Проекта на разработку месторождений полезных ископаемых, прошедшего государственную экспертизу в соответствии с законодательством Российской Федерации о градостроительной деятельности, а также других федеральных законов, правил и нормативной документации в области промышленной безопасности и охраны недр.

Планирование – неотъемлемая часть управления горным предприятием.

Стратегическое планирование ставит перспективные цели и вырабатывает средства их достижения, определяет основные направления развития предприятия. Продолжительность стратегических планов 10–15 лет. На этапе стратегического планирования определяется статус предприятия, направления и ориентиры для определения целей и стратегий на различных уровнях развития.

На основе стратегического планирования разрабатывают *долгосрочные* планы на период до 5 лет. Эти планы конкретизируют деятельность предприятия по номенклатуре и объемам производства продукции, затратам, финансам. На основе долгосрочных планов выполняют краткосрочное (годовое, квартальное, месячное) планирование.

Годовой план горного предприятия или план производственно-хозяйственной деятельности, в разработке которого участвуют все службы, состоит из следующих разделов: план производства и реализации продукции; план организационно-технического развития и повышения экономической эффективности производства; нормы и нормативы; план материально-технического обеспечения произ-

водства; план по труду и заработной плате; план себестоимости, прибыли и рентабельности производства; план капитального ремонта и строительства; план мероприятий по охране природы и рациональному использованию природных ресурсов; план социального развития коллектива; финансовый план.

Бизнес-планирование является разновидностью технико-экономического планирования, которое в условиях рыночной экономики стало самостоятельным видом планирования. Разработка бизнес-плана осуществляется на основе технико-экономического обоснования инвестиционного проекта. Техничко-экономическое обоснование проекта (ТЭО) – это описание затрат ресурсов и экономических результатов в натуральном и стоимостном выражении.

На этапе *техничко-экономического обоснования* добычи полезного ископаемого предприятие разрабатывает план развития горных работ: технический проект, определяющий основные направления развития на срок существования горного предприятия. План ТЭО устанавливает количество рабочих пластов, технические границы разреза, промышленные запасы по пластам, расположение и границы предохранительных целиков, порядок вскрытия и подготовки пластов, систему разработки, энергоснабжения и водоотлива, пропускную способность каждого звена производственного процесса и производственную мощность горного предприятия.

Глава 1. ПРАВОВЫЕ И НОРМАТИВНЫЕ ДОКУМЕНТЫ ПРИ ПОЛЬЗОВАНИИ НЕДРАМИ

1.1. Основные документы на право пользования недрами

Согласно Положению о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр [7] деятельность служб главного геолога и главного маркшейдера должна быть направлена на обеспечение эффективности производства и промышленной безопасности, предупреждение нерационального использования недр и нарушений требований по их охране.

Основным нормативным документом по недропользованию является Закон Российской Федерации «О недрах» [3], который содержит правовые и экономические основы комплексного рационального использования и охраны недр, обеспечивает защиту интересов государства и граждан Российской Федерации, а также права пользователей недр.

Недра являются частью земной коры, расположенной ниже почвенного слоя, а при его отсутствии – ниже земной поверхности и дна водоемов и водотоков, простирающейся до глубин, доступных для геологического изучения и освоения.

Недра в границах территории Российской Федерации, включая подземное пространство и содержащиеся в недрах полезные ископаемые, энергетические и иные ресурсы, являются *государственной собственностью*. Вопросы владения, пользования и распоряжения недрами находятся в совместном ведении Российской Федерации и субъектов Российской Федерации.

Участки недр не могут быть предметом купли, продажи, дарения, наследования, вклада, залога или отчуждаться в иной форме. Права пользования недрами могут отчуждаться или переходить от одного лица к другому в той мере, в какой их оборот допускается федеральными законами.

Лица, причинившие вред недрам вследствие нарушения законодательства Российской Федерации о недрах, возмещают его добровольно или в судебном порядке. Порядок расчета размера вреда, причиненного недрам вследствие нарушения законодательства Российской Федерации о недрах, устанавливается Правительством Российской Федерации [3, ст. 51].

Согласно Положению о порядке лицензирования пользования недрами [4] недра предоставляются в пользование на основании лицензий. Лицензия является документом, удостоверяющим право ее владельца на пользование участком недр в определенных границах в соответствии с указанной целью в течение установленного срока при соблюдении им заранее оговоренных требований и условий.

Добытые из недр полезные ископаемые и иные ресурсы по условиям лицензии могут находиться в федеральной государственной собственности, собственности субъектов Российской Федерации, муниципальной, частной и в иных формах собственности.

Постановлением Правительства РФ от 17.06.2004 № 293 организационное обеспечение государственной системы лицензирования пользования недрами возложено на Федеральное агентство по недропользованию.

Предоставление лицензий осуществляется через государственную систему лицензирования, организационное обеспечение которой возлагается на Геолком России (Комитет по геологии и использованию недр при Правительстве Российской Федерации) и его территориальные подразделения.

В соответствии с лицензией недра передаются в пользование в виде участков, представляющих собой геометризованные блоки недр. В лицензии определяются пространственные границы предоставляемого участка недр, в пределах которого разрешается осуществление работ, указанных в лицензии. Границы должны иметь подробное описание и координаты.

Участки недр предоставляются в пользование в виде горного или геологического отвода:

– участок недр в виде горного отвода предоставляется при выдаче лицензий на право добычи полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых, организацию особо охраняемых участков недр. Участок недр в виде горного отвода также предоставляется для проведения геологического изучения недр с одновременной или непосредственно следующей за ним добычей полезных ископаемых;

– участок недр в виде геологического отвода предоставляется при выдаче лицензии на геологическое изучение недр.

При определении границ горного отвода учитываются не только размеры участка недр, определяющие объект пользования, но и зоны технологического влияния работ, связанных с использованием недрами (подходные и эксплуатационные горные выработки, охраняемые целики и т. д.). Горный отвод должен иметь ограничение по глубине.

При предоставлении участков недр для добычи питьевых и минеральных подземных вод границей горного отвода является граница зоны строгого режима санитарной охраны.

Пользователь недр, получивший участок недр в виде горного отвода, имеет исключительное право в его границах осуществлять деятельность в соответствии с предоставленной лицензией. Деятельность других лиц, связанная с использованием недрами в границах горного отвода, может осуществляться только с согласия владельца лицензии, закрепляемого в договоре между ним и другими лицами.

Земельные участки для проведения работ, связанных с геологическим изучением и иным использованием недр, предоставляются в порядке и на условиях, которые установлены земельным законодательством [1].

Земельное законодательство регулирует отношения по использованию и охране земель в Российской Федерации как основы жизни и деятельности народов, проживающих на соответствующей территории (земельные отношения).

Имущественные отношения по владению, пользованию и распоряжению земельными участками, а также по совершению сделок с ними регулируются гражданским законодательством, если иное не предусмотрено земельным, лесным, водным законодательствами, законодательством о недрах, об охране окружающей среды, специальными федеральными законами.

С пользователей недр в соответствии с действующим законодательством и постановлениями Правительства Российской Федерации взимаются платежи, которые включают плату за право пользования недрами, отчисления на воспроизводство минерально-сырьевой базы, плату за пользование акваторией и участками морского дна.

Кроме того, пользователи недр уплачивают налоги, акцизные и другие сборы и платежи, предусмотренные законодательством

Российской Федерации, включая плату за используемые ими земельные участки. Для них может устанавливаться скидка с платежей за право пользования недрами, учитывающая истощение недр.

В соответствии с видами пользования недрами лицензии установленного образца выдаются для геологического изучения недр, добычи полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых, образования особо охраняемых объектов.

Лицензия на геологическое изучение недр удостоверяет право ведения поисков и оценки месторождений полезных ископаемых и объектов, используемых для строительства и эксплуатации подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых.

Лицензия на добычу полезного ископаемого дает право на разведку и разработку месторождений, а также на переработку отходов горнодобывающего и связанных с ним перерабатывающих производств, если иное не оговаривается в лицензии.

Сроки действия лицензий:

- для геологического изучения недр – до 5 лет;
- для добычи полезных ископаемых и в целях, не связанных с их добычей, – на срок до 20 лет;
- при совмещении геологического изучения недр и добычи полезных ископаемых – до 25 лет;
- на право строительства и эксплуатации отдельных видов подземных сооружений, образования особо охраняемых объектов могут выдаваться без ограничения срока их действия.

При проектном сроке отработки месторождения полезного ископаемого более 20 лет по инициативе владельца лицензии срок ее действия может быть продлен.

Предоставление лицензий на право пользования недрами осуществляется путем проведения конкурсов и аукционов.

При *конкурсной* системе победителем признается заявитель, отвечающий условиям конкурса и представивший экономически приемлемые и наиболее соответствующие требованиям охраны недр и окружающей природной среды технические решения.

При *аукционной* системе предоставления лицензий победителем признается претендент, предложивший наибольшую плату за получение права на пользование недрами.

Предоставление лицензий на право разработки месторождений радиоактивных руд проводится по результатам специальных конкурсов, проводимых только для государственных предприятий Российской Федерации; аукционная система предоставления лицензий в этих случаях не допускается.

Собственникам земельных участков, землепользователям, землевладельцам и арендаторам земельных участков для удовлетворения их потребности в воде питьевого качества лицензии на право добычи подземных вод выдаются без проведения конкурса.

Аукционная система предоставления лицензии на право разработки месторождений питьевых подземных вод не допускается.

Согласно Правилам охраны недр [11] составление и реализация проектов по добыче и переработке полезных ископаемых, использованию недр в целях, не связанных с добычей полезных ископаемых, осуществляется в соответствии с условиями лицензий на пользование недрами или соглашений о разделе продукции.

Государственный горный надзор в целях обеспечения соблюдения всеми пользователями недр предусмотренных законодательством Российской Федерации требований по безопасному ведению горных работ, предупреждению и устранению их вредного влияния на население, окружающую природную среду, здания и сооружения, а также по охране недр, государственный контроль в пределах своей компетенции за рациональным использованием и охраной недр осуществляет Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору (Ростехнадзор).

Производство горных работ без согласованного годового плана с органами Ростехнадзора, а также с отступлениями от согласованного годового плана не допускается.

Правовое регулирование в области промышленной безопасности осуществляется Федеральным законом «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [2], другими федеральными законами, принимаемыми в соответствии с ними нормативными правовыми актами Президента Российской Федерации, нормативными правовыми актами Правительства Российской Федерации, а также федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности.

Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» определяет правовые, экономические

и социальные основы обеспечения безопасной эксплуатации опасных производственных объектов и направлен на предупреждение аварий на опасных производственных объектах и обеспечение готовности эксплуатирующих опасные производственные объекты юридических лиц и индивидуальных предпринимателей к локализации и ликвидации последствий указанных аварий.

Получение лицензии на право пользования недрами позволяет пользователю недр приступить к разработке проектной документации по добыче полезных ископаемых. Одним из обязательных документов в составе проектной документации является Проект горного отвода.

1.2. Порядок предоставления горных отводов и определения их границ

Горным отводом называют часть земных недр, предоставленную пользователю недр для разработки месторождения полезных ископаемых на основании горноотводного акта. Единые требования к содержанию документации проекта горного отвода, форме горноотводного акта, графических приложений, плана горного отвода, ведению реестра документов, удостоверяющих уточненные границы, определены Требованиями к содержанию проекта горного отвода [9].

Горноотводная документация включает горноотводный акт и графические приложения к нему.

Проект горного отвода состоит из пояснительной записки и графических материалов, обосновывающих уточненные (относительно границ, определенных в лицензии на право пользования недрами) границы горного отвода.

Границы горного отвода для разработки месторождений полезных ископаемых определяются пространственными контурами поставленных на государственный баланс запасов полезных ископаемых, предохранительных целиков под природными объектами, зданиями и сооружениями, охранных зон, зон округов горно-санитарной охраны, участков застройки площадей полезных ископаемых и других факторов, влияющих на состояние недр, земной поверхности и расположенных на ней объектов в связи с процессом изучения и использования недр.

Горный отвод может состоять из нескольких отдельных блоков недр (рассредоточенный горный отвод).

Площадь проекции горного отвода на земную поверхность определяется до одной десятой.

К пояснительной записке прилагаются следующие копии:

– лицензии на право пользования недрами со всеми приложениями к ней;

– документов, подтверждающих согласование в установленном законодательными и нормативными правовыми актами порядке технических проектов разработки месторождений полезных ископаемых;

– документов, подтверждающих постановку на государственный баланс запасов полезных ископаемых с учетом данных о состоянии минерально-сырьевой базы на 1 января текущего года (формы, выписки, протоколы);

– заключений экспертиз, предусмотренных законодательством Российской Федерации о недрах, о градостроительной деятельности, в области промышленной безопасности, охраны окружающей среды.

Графические материалы проекта горного отвода состоят из графических приложений к горноотводному акту, а также геологических карт, гипсометрических и погоризонтных планов, разрезов (профилей).

На графических материалах проекта горного отвода отражают технические границы ведения горных работ, зоны безопасного ведения горных и взрывных работ, зоны сдвижения горных пород, иные охранные зоны.

Графические материалы включают также план границ горного отвода с обозначением угловых точек горного отвода в географической системе координат и прямоугольной системе координат.

Проект горного отвода и графические приложения проекта горного отвода подписываются руководителем организации, главным геологом и главным маркшейдером и скрепляются печатью организации.

Горноотводная документация подписывается уполномоченным должностным лицом территориального органа или структурного подразделения органа государственного горного надзора, подпись

заверяется печатью органа, выдавшего горноотводную документацию.

Срок действия горноотводной документации соответствует сроку действия лицензии на пользование недрами и указывается в горноотводном акте.

Горноотводная документация подлежит регистрации в реестре горноотводной документации органа государственного горного надзора с присвоением идентифицирующего номера в реестре, который указывается в горноотводном акте.

Право пользования недрами прекращается путем аннулирования горноотводного акта органами Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору.

1.3. Обоснование выбора площадки для строительства

В соответствии со ст. 25 Закона Российской Федерации «О недрах» застройка площадей залегания полезных ископаемых, а также размещение в местах их залегания подземных сооружений допускаются с разрешения федерального органа управления государственным фондом недр или его территориальных подразделений и органов государственного горного надзора только при условии обеспечения возможности извлечения полезных ископаемых или целесообразности застройки. Самовольная застройка площадей залегания полезных ископаемых прекращается без возмещения произведенных затрат и затрат по рекультивации территории и демонтажу возмещения объектов.

Разрешение на застройку площадей залегания полезных ископаемых выдается в целях предупреждения самовольной и необоснованной застройки площадей залегания полезных ископаемых, охраны недр, включая сохранение условий для наиболее полного извлечения полезных ископаемых, а также обеспечения охраны объектов строительства от вредного влияния горных работ.

Порядок выдачи разрешения устанавливается Административным регламентом предоставления Федеральным агентством по недропользованию государственной услуги по выдаче заключений об отсутствии полезных ископаемых в недрах под участком предстоящей застройки и разрешения на осуществление застройки площадей залегания полезных ископаемых, а также размещение в местах их залегания подземных сооружений, утвержденным Приказом

Минприроды России от 13.02.2013 № 53 [10]. Согласно упомянутому Административному регламенту, предоставление государственной услуги осуществляется Роснедрами в случае, если намечаемые площади застройки полезных ископаемых расположены на территории двух или более федеральных округов Российской Федерации.

1.4. Составление годовых планов развития горных работ

Годовые планы и изменения к ним составляются на основании проектной документации в соответствии с установленными требованиями в области рационального использования и охраны недр и утверждаются пользователем недр по согласованию с органами Ростехнадзора.

Годовые планы горных работ, включая годовые планы развития горных работ и годовые программы работ, определяют направления развития карьера, объемы добычи полезных ископаемых, производства геологоразведочных, рекультивационных, вскрышных, горно-подготовительных или подготовительных работ, обработки (подготовки) и переработки минерального сырья (при наличии перерабатывающих производств), иных работ, предусмотренных условиями лицензий на пользование недрами и проектной документацией, нормативы потерь полезных ископаемых при их добыче и нормативы потерь полезных ископаемых при переработке минерального сырья (при наличии перерабатывающих производств), а также мероприятия по охране недр, рациональному, комплексному использованию минерального сырья, безопасному ведению работ, связанных с использованием недрами, предотвращению их вредного влияния на окружающую среду, здания и сооружения.

Годовые планы в случаях, когда проектная документация не соответствует фактическим условиям разработки месторождений, не обеспечивает безопасный и рациональный порядок отработки запасов, не содержит достаточных технических решений по охране подрабатываемых зданий, сооружений и природных объектов, подземных сооружений и горных выработок, утверждаются при наличии положительного заключения экспертизы охраны недр.

При выявлении в процессе ведения горных работ изменений геологических, гидрогеологических и горнотехнических условий разработки месторождения или отработки отдельных выемочных единиц, строительства подземных сооружений необходимые изме-

нения вносятся в годовой план по согласованию с органами Ростехнадзора. Перечень изменений, подлежащих согласованию, и порядок их согласования также определяются органами Ростехнадзора.

Годовые планы включают обоснования и технические решения, обеспечивающие:

- рациональное ведение горных работ, исключаящее выборочную отработку более богатых участков и порчу других полезных ископаемых, правильную разработку месторождения полезных ископаемых;

- оптимальные показатели нормативов потерь и разубоживания при добыче, установленные по выемочным единицам, и нормативов потерь при переработке минерального сырья (при наличии перерабатывающих производств);

- оптимальную концентрацию горных работ, исключаящую их разбросанность и многогоризонтность при разработке месторождений твердых полезных ископаемых;

- применение технологий, повышающих извлечение запасов;

- восполнение вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых при разработке месторождений твердых полезных ископаемых;

- безопасное ведение горных работ, включая меры по охране зданий, сооружений и природных объектов, расположенных на земной поверхности в зоне вредного влияния горных разработок;

- систему наблюдений за состоянием горных отводов;

- опережающее геологическое изучение недр;

- мероприятия по охране недр, рациональному и комплексному использованию минерального сырья;

- ликвидацию (консервацию) отработанных горных выработок, скважин, блоков, горизонтов и иных объектов;

- установление границ опасных зон и порядка ведения работ вблизи них;

- рекультивацию нарушенных горными работами земель;

- предотвращение образования сверхнормативных потерь в результате неправильного ведения горных работ, включая случаи подработки или надработки запасов полезных ископаемых;

- сохранность попутно добываемых полезных ископаемых, а также горных пород, пригодных для производства строительных материалов.

Требования к планам и схемам развития горных работ в части подготовки, содержания и оформления графической части и пояснительной записки с табличными материалами по видам полезных ископаемых, графику рассмотрения планов и схем развития горных работ, решению о согласовании либо отказе в согласовании планов и схем развития горных работ, форме заявления пользователя недр о согласовании планов и схем развития горных работ определяют в соответствии с Приказом Ростехнадзора от 29.09.2017 № 401 [9].

Планы (схемы), направляемые пользователем недр в электронном виде в Управление Ростехнадзора, в том числе содержащие изменения (дополнения) в случаях, когда доработка плана (схемы) осуществлялась по причине принятого решения об отказе в их согласовании, должны содержать:

- текстовую часть пояснительной записки;
- графические материалы;
- табличные материалы.

Помимо этого пользователем недр в электронном виде должны быть представлены копии:

– технических проектов разработки месторождений полезных ископаемых и иной проектной документации на выполнение работ, связанных с пользованием недрами, и первичной переработки минерального сырья, с изменениями (при наличии), а также документов о ее согласовании в порядке, установленном законодательными и иными нормативными правовыми актами;

– заключений экспертиз, предусмотренных законодательством Российской Федерации о недрах, о градостроительной деятельности, в области промышленной безопасности, охраны окружающей среды;

– лицензий на пользование недрами и их неотъемлемых составных частей.

Представляемые электронные документы должны быть подписаны усиленной квалифицированной электронной подписью руководителя пользователя недр (подрядной организации) или его уполномоченного лица в соответствии с законодательством Российской Федерации.

Электронные документы должны соответствовать представленным документам на бумажном носителе.

Графические материалы в зависимости от видов полезных ископаемых должны отображать:

1. Границы участков недр, установленные при предоставлении права пользования недрами (предварительные границы горных отводов).

2. Уточненные границы горных отводов.

3. Границы опасных и охранных зон (при наличии).

4. Контуры поставленных на государственный баланс запасов полезных ископаемых, предоставленных пользователю недр на основании лицензии на пользование недрами, с учетом данных о состоянии минерально-сырьевой базы недропользователя на 1 января текущего года.

5. Контуры складов добытых полезных ископаемых (при наличии).

6. Контуры горных выработок и объектов поверхности.

7. Направления развития работ, связанных с использованием недрами, в планируемом периоде.

8. Топографию и ситуацию на площади ведения горных работ, пункты маркшейдерских опорных сетей, обозначения линий вертикальных разрезов и проекций, поясняющие надписи, масштаб, координатную сетку.

9. Контуры планируемых к списанию с государственного баланса запасов полезных ископаемых, участки нормируемых и места образования фактических потерь полезных ископаемых с разбивкой по кварталам на предстоящий период.

10. Контуры списанных запасов полезных ископаемых, участков планируемых к списанию запасов.

11. Геологические (тектонические) нарушения.

12. Капитальные, подготовительные, очистные выработки, разведочные выработки, характеризующие местоположение и объемы геологоразведочных работ при добыче углеводородного сырья и эксплуатационной разведки при добыче твердых полезных ископаемых.

13. Сети электроснабжения и транспортные пути.

14. Водоотливные, дренажные, дегазационные, вентиляционные сооружения (выработки, скважины).

15. Проектные технические границы разработки месторождения в плане и на глубину разработки (технические границы ведения горных работ).

16. Схемы движения (транспортирования) минерального сырья от места добычи до мест складирования.

17. Устья выходящих на поверхность действующих, законсервированных и ликвидированных горных выработок.

18. Объекты наземных и подземных коммуникаций.

19. Объекты застройки площади залегания полезных ископаемых (горного отвода) с выделением зданий и сооружений, подлежащих охране от вредного влияния горных работ.

20. Места образования провалов, оползней, прорыва плывунов.

Графическая часть и пояснительная записка с табличными материалами схем развития маркшейдерских работ, обосновывающие методы пространственно-геометрических измерений с оценкой и анализом результатов наблюдений должны включать:

- в проекты производства маркшейдерских работ;
- проекты наблюдательных станций;
- проекты мер охраны подрабатываемых (подработанных) территорий, зданий, сооружений, объектов, горных выработок от вредного влияния горных разработок (для твердых полезных ископаемых, включая общераспространенные);
- проекты наблюдений за деформациями объектов обустройства;
- горно-геологические обоснования и проекты геодинамических полигонов (для месторождений углеводородного сырья).

Необходимы также сведения о реализации мероприятий, обеспечивающих снижение уровня аварийности и травматизма, совершенствование систем технического контроля безопасности работ, повышение технического уровня противоаварийной устойчивости опасных производственных объектов.

1.5. Основные функции маркшейдерской службы горного предприятия

Задачи маркшейдерской службы горного предприятия определены Положением о геологическом и маркшейдерском обеспечении

промышленной безопасности и охраны недр [7], разработанным с учетом требований Закона Российской Федерации «О недрах» [3].

Согласно Положению [7] маркшейдерская служба обеспечивает:

- ежегодное планирование работы маркшейдерской геологической службы в соответствии с годовым планом развития горных работ (годовой программой работ) и установленными требованиями;

- проведение в пределах своей компетенции проверок соответствия фактического и планового ведения горных работ, соблюдения технических проектов и технологической дисциплины, параметров горных выработок и состояния целиков, выполнения указаний работников служб;

- участие служб в разработке планов мероприятий по обеспечению промышленной безопасности и охраны недр и техническом расследовании причин аварий, инцидентов и несчастных случаев.

Основными функциями службы главного маркшейдера являются:

- участие в осуществлении контроля соблюдения требований Закона Российской Федерации «О недрах» [3], Федерального закона «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» [2] и иных федеральных законов и нормативно-правовых актов;

- своевременное и качественное проведение предусмотренного нормативными требованиями комплекса геологических и маркшейдерских работ, достаточных для обеспечения безопасного ведения работ, связанных с пользованием недрами, наиболее полного извлечения из недр запасов полезных ископаемых, обеспечения технологического цикла горных, строительно-монтажных и иных видов работ, а также для прогнозирования опасных ситуаций при ведении таких работ;

- выполнение условий лицензий на пользование недрами, а также соблюдение условий лицензий на производство маркшейдерских работ и условий ведения геологических работ лицензий на эксплуатацию горных производств и объектов;

- определение и своевременное нанесение на горно-графическую документацию опасных зон;

- контроль выполнения мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасных зонах, охране зданий, сооружений и при-

родных объектов от вредного влияния горных разработок, охране окружающей природной среды;

- контроль соблюдения проектов организаций по добыче полезных ископаемых и строительству подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых, планов развития горных работ, технологических схем разработки месторождений нефти, газа и подземных вод и иной проектной и технической документации;

- ведение работ по геологическому изучению и использованию недр методами и способами, исключающими экономически не обоснованные потери полезных ископаемых в недрах и снижение их качества, повышение достоверности разведанных запасов полезных ископаемых, наиболее полное и комплексное использование месторождений полезных ископаемых;

- своевременное и качественное геологическое и маркшейдерское обеспечение работ при проектировании, строительстве, эксплуатации, реконструкции, консервации или ликвидации объектов по добыче полезных ископаемых, подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых;

- контроль правильности разработки месторождений полезных ископаемых, включая техногенные, охрана недр, рациональное и комплексное их использование;

- ведение мониторинга состояния недр, включая процессы сдвига горных пород и земной поверхности, геомеханических и геодинамических процессов при недропользовании в целях предотвращения вредного влияния горных разработок на горные выработки, объекты поверхности и окружающую природную среду;

- обоснование нормативов потерь и разубоживания полезных ископаемых при их добыче;

- разработка мер, направленных на улучшение состояния промышленной безопасности в части геолого-маркшейдерского обеспечения горных работ, охраны недр, предотвращение ущерба окружающей природной среде;

- выполнение работ по предупреждению аварий;

- своевременная доразведка месторождений полезных ископаемых в целях уточнения количества и качества запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них основных и попутных полезных компонентов, а также

горнотехнических, гидрогеологических и других условий разработки месторождений полезных ископаемых;

– определение наиболее рациональных и эффективных схем развития горных работ, способов управления налегающим горным массивом на основе детального изучения горнотехнических, гидрогеологических и других условий разработки месторождений полезных ископаемых и строительства подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых.

Вопросы для самоконтроля по главе 1

1. Дать определение понятию «недра».
2. Каким документом определены требования к порядку лицензирования пользования недрами?
3. На какую организацию возложены функции по лицензированию недр?
4. На какие цели и сроки предоставляется лицензия на пользование недрами?
5. Каким нормативным документом регулируются отношения в области промышленной безопасности?
6. Что называется горным отводом? Каким документом определяются границы горного отвода и на основании чего?
7. На основе какого документа допускается застройка площадей залегания полезных ископаемых?
8. На основе какого документа разрабатываются годовые планы развития горных работ?
9. Какая информация должна быть отражена на графических материалах годовых планов развития горных работ?
10. Каким документом регламентированы функции маркшейдерской службы?
11. Основные функции службы главного маркшейдера.

Глава 2. ФАКТОРЫ И КРИТЕРИИ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПЛАНИРОВАНИЯ

2.1. Производственная мощность предприятия

Производственная мощность горных предприятий рассчитывается на этапе проектирования и в последующем уточняется на этапе эксплуатации в связи с изменением различных факторов: запасы полезных ископаемых, востребованность потребителей в определенном виде сырья; обновление парка добычного и транспортного оборудования и т. д. Для различных видов горных предприятий: угольных, рудных, по добыче россыпных месторождений, а также месторождений по добыче строительных материалов – существуют свои нормативные документы по расчету производственной мощности. Вместе с тем основной принцип расчета схож. Здесь для понимания именно принципа расчета производственной мощности предприятия приведем принципиальный подход к такого рода расчетам на примере угольных предприятий, который производится на основании Инструкции по расчету производственных мощностей действующих предприятий по добыче и переработке угля (сланца), утвержденной Приказом Минтопэнерго РФ от 15.07.1993 № 164 [15] с учетом требований новых нормативных документов по промышленной безопасности и охране недр.

Под производственной мощностью промышленного предприятия понимается максимально возможный годовой (суточный, сменный) выпуск продукции или объем добычи и переработки сырья в номенклатуре и ассортименте при полном использовании производственного оборудования и площадей, с учетом применения передовой технологии, улучшении организации производства и труда, обеспечении высокого качества продукции.

Если мощности предприятий находятся в стадии освоения, за наличную производственную мощность принимается введенная в действие проектная мощность.

Расчеты производственной мощности ведутся по разрезам и обогатительным (брикетным) фабрикам согласно Методике расчета пропускной способности ведущих технологических процессов (звеньев) предприятий по добыче и переработке угля (сланца) производственными объединениями совместно с проектными (научно-исследовательскими) организациями.

Расчет производственной мощности предприятий по добыче и переработке угля производится в следующем порядке:

- рассчитывают пропускные способности ведущих технологических процессов (звеньев);

- сопоставляют пропускные способности ведущих технологических процессов (звеньев) и выявляют узкие места в наименее производительных из них. Под узким местом предприятия понимается несоответствие пропускной способности отдельных групп оборудования или производственной мощности отдельных участков (поточных линий) пропускной способности ведущего оборудования, на котором выполняются основные технологические операции по добыче или переработке полезного ископаемого, или другие производственные условия, сдерживающие повышение пропускной способности технологического процесса в целом;

- определяют производственную мощность предприятия по пропускной способности ведущего технологического процесса (звена) основного производства с наименьшей пропускной способностью с учетом осуществленных мер по ликвидации узких мест в отчетном году и намечаемых в планируемом периоде.

При определении годовой производственной мощности промышленного предприятия принимается следующий фонд рабочего времени:

- для предприятий с непрерывным процессом – число календарных дней в году за вычетом нормированных затрат времени на ремонт и технологические остановки оборудования и агрегатов, если эти остановки не входят в нормы использования агрегатов; для расчета годового фонда рабочего времени принимают рабочих часов в сутки – 21;

- для предприятий с прерывным процессом производства – календарный фонд времени за вычетом выходных и праздничных дней и затрат времени на капитальные и планово-предупредительные ремонты, определяемые в соответствии с действующими в отрасли нормативами.

Расчет производственных мощностей предприятий является важнейшей частью технико-экономического обоснования плана промышленного производства. На основе расчетов производственных мощностей предприятий устанавливаются объемы добычи и переработки угля и выявляются внутрипроизводственные резервы

роста производства. Результаты расчетов производственных мощностей используются для составления балансов производственных мощностей за отчетный год и на плановый период.

Производственную мощность промышленных предприятий за отчетный год на плановый период рассчитывают с учетом:

- ввода и действие мощностей за счет строительства новых и расширения действующих предприятий;

- прироста производственных мощностей за счет реконструкции действующих предприятий;

- прироста производственных мощностей за счет технического перевооружения (включая организационно-технические мероприятия) действующих предприятий.

Под приростом производственной мощности действующего промышленного предприятия, достигнутым за счет технического перевооружения (включая организационно-технические мероприятия), понимается увеличение проектной или утвержденной по балансу производственной мощности на начало отчетного года или планового периода. Прирост производственных мощностей определяется по каждому предприятию на основании проведенных мероприятий в отчетном году и намечаемых в плановом периоде по цехам, участкам, агрегатам, по которым определяется производственная мощность предприятия.

При этом в планы и отчеты не включают мероприятия, связанные с достижением проектной мощности предприятия, находящегося в стадии освоения; изменением номенклатуры и ассортимента продукции; уменьшением производственных мощностей действующих предприятий в случаях:

- отработки основных запасов угля (сланца), существенного ухудшения горно-геологических условий (появление геологических нарушений, несоответствие кондиций по качеству и мощности угольных пластов утвержденным геологическим запасам и т. д.), снижающих производственные мощности предприятия по фронту горных работ;

- если проектом реконструкции предусмотрено уменьшение производственных возможностей отдельных технологических звеньев (процессов) в ходе проведения реконструкции, то в проекте должно предусматриваться временное уменьшение производственной мощности, при этом мощность после окончания реконструкции

не может быть меньше утвержденной по проекту;

– изменения номенклатуры и ассортимента продукции (увеличение трудоемкости изделий);

– выбытия мощности вследствие ветхости зданий, сооружений, передачи и продажи основных фондов в установленном порядке.

2.2. Методика расчета пропускной способности ведущих технологических процессов (звеньев) предприятий по добыче и переработке угля (сланца)

Общие положения

1. Расчеты производственных мощностей действующих предприятий по добыче (разрезов) производятся по следующим ведущим технологическим процессам (звеньям): по фронту горных работ (по добыче и вскрыше); производительности экскаваторного парка; пропускной способности транспорта. Расчет пропускной способности ведущих технологических процессов (звеньев) производится по горной массе.

2. Производственная мощность действующих разрезов рассчитывается следующим образом.

При отгрузке угля потребителям без обогащения – по количеству товарного угля. Товарным считается уголь, добытый на разрезах, а также переработанный на установках для механизированной выборки породы, отгружаемый потребителям в соответствии с ГОСТами и техническими условиями.

При отгрузке угля на обогатительные фабрики – по количеству принятого в учет угля, определяемого в результате приведения горной массы к нормам качества по видимой породе или зольности в соответствии с Инструкцией по учету добычи угля и продуктов обогащения на разрезах и обогатительных фабриках [16].

Производственная мощность разрезов по добыче сланца определяется по товарному сланцу.

3. Производственная мощность разрезов рассчитывается по суточной и годовой добыче (соответственно в тоннах и тысячах тонн), а обогатительных и брикетных фабрик – по часовой (в тоннах) и годовой (в тысячах тонн) производительности по переработке сырья и выпуску брикетов.

4. Годовая мощность разрезов рассчитывается как произведение суточной мощности на число рабочих дней. При этом годовая

мощность разрезов округляется до 10 тыс. т.

5. При расчете суточной мощности предприятия максимальная продолжительность работы оборудования в течение суток определяется как разность между длительностью суток и продолжительностью регламентированных перерывов в работе оборудования. Продолжительность регламентированных перерывов в работе оборудования рассчитывается на основе утвержденного для данных горно-геологических условий суточного режима работы предприятия и его участков, а также нормативов затрат времени на техническое обслуживание и ремонт, разработанных с учетом требований правил безопасности и технической эксплуатации и заводских инструкций по эксплуатации и ремонту оборудования.

2.3. Методика расчета пропускной способности ведущих технологических процессов угольного разреза

2.3.1. Расчет технических возможностей разреза по фронту горных работ

При определении *технической возможности разреза по фронту горных работ* учитываются:

- разрабатываемые и намечаемые к разработке пласты, а также наличие вскрытых и готовых к выемке запасов угля (сланца);
- общая и полезная мощность выемочных пластов, глубина разработки и мощность покрывающих и вмещающих пород;
- применяемые системы разработки, число и высота угольных (сланцевых) уступов;
- суммарная протяженность вскрышных уступов;
- число и высота вскрышных уступов;
- подвигание фронта горных работ по простиранию и падению пластов;
- объемы вскрыши по каждому уступу и по разрезу в целом;
- среднегодовой коэффициент вскрыши;
- возможность устранения узких мест.

Возможная мощность разреза (тыс. т/год), рассчитываемая по фронту горных работ, при отработке *горизонтальных и пологих пластов* определяется по формуле

$$Q_{\text{д}} = 0,001\gamma L_{\text{ф}}^{\text{д}} H_{\text{д}} V_{\text{д}}, \quad (2.1)$$

где γ – насыщенная плотность полезного ископаемого, т/м³; $L_{\text{ф}}^{\text{д}}$ – общая длина фронта добычных работ на разрезе, м; $H_{\text{д}}$ – средняя высота добычного уступа, м; $V_{\text{д}}$ – скорость подвигания добычных уступов, м/год.

Скорость подвигания добычных уступов $V_{\text{д}}$ рассчитывается в зависимости от принятой технологической схемы, конкретных горнотехнических условий и применяемой техники на основании действующих Типовых технологических схем ведения горных работ на угольных разрезах [22].

Возможная годовая добыча разреза (тыс. т/год) при отработке *наклонных и крутых пластов* определяется по формуле

$$Q_{\text{д}} = 0,001\gamma L_{\text{ф}}^{\text{д}} H_{\text{д}} V_{\text{д}} Y_{\text{г}} (\text{ctg } \alpha + \text{ctg } \beta), \quad (2.2)$$

где $Y_{\text{г}}$ – темп углубления горных работ, м/год (принимается согласно Типовым технологическим схемам [22]); α, β – углы откоса рабочего борта разреза со стороны соответственно висячего и лежащего бока пласта, град.

Возможная годовая добыча разреза, рассчитанная по фронту горных работ, проверяется, исходя из обеспечения его подготовленными запасами, по формуле

$$Q_{\text{д}} = \frac{Z_{\text{г}} N_{\text{г}}}{T_{\text{н}}}, \quad (2.3)$$

где $Z_{\text{г}}$ – готовые к выемке запасы угля, тыс. т; $N_{\text{г}}$ – число рабочих месяцев в году по добыче; $T_{\text{н}}$ – нормативное время обеспечения разреза готовыми к выемке запасами, мес.

Далее рассчитываются и сравниваются средние скорости подвигания фронта добычных $V_{\text{д}}$ и вскрышных работ $V_{\text{в}}$.

Средняя скорость подвигания фронта добычных работ $V_{\text{д}}$, как уже было отмечено, рассчитывается в зависимости от принятой технологической схемы, конкретных горнотехнических условий и применяемой техники на основании действующих Типовых технологических схем [22].

Средняя скорость подвигания вскрышных работ рассчитывается по формуле

$$V_B = \frac{Q_B}{L_{\Phi}^B H_B}, \quad (2.4)$$

где Q_B – годовой объем вскрышных работ на разрезе, м; L_{Φ}^B – общая длина фронта вскрышных уступов, м; H_B – средняя высота вскрышного уступа, м.

При выполнении условия $V_d > H_B$ намечаются меры по увеличению объемов вскрышных работ и готовых к выемке запасов, обеспечивающих нормальную работу разреза.

Отставание в развитии горных работ, как правило, не должно являться фактором, ограничивающим производственную мощность разреза. В исключительных случаях, когда расчетами проектного института подтверждена невозможность увеличения годового подвигания вскрышных работ, допускается установление мощности разреза по фронту горных работ исходя из возможного обеспечения его подготовленными запасами.

2.3.2. Расчет пропускной способности транспорта

Пропускная способность железнодорожного транспорта рассчитывается для ограничивающих перегонов, которыми, как правило, являются горловины станционных и траншейных путей, забойные и отвальные тупики. Пропускная способность однопутных перегонов (пар поездов) определяется по формуле

$$N' = \frac{60T}{t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + t'}, \quad (2.5)$$

где T – отрезок времени, для которого рассчитывается пропускная способность, ч, равен календарному времени за вычетом не зависящих от транспорта простоев (прием и сдача смены, ремонт и т. д.). Определяется на основе ЕНВ – Единых норм выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Экскавация и транспортирование [18]; $t_{\text{гр}}$ – время

движения груженого поезда по перегону длиной L (км) со средней скоростью $V_{гр}$ (км/ч); $t_{пор}$ – время движения порожнего поезда по перегону длиной L (км) со средней скоростью $V_{пор}$ (км/ч):

$$t_{пор} = \frac{60L}{V_{пор}}, \quad (2.6)$$

где значения $V_{гр}$, $V_{пор}$ устанавливаются технико-распорядительными актами по предприятиям; t' – затраты времени на связь между отдельными пунктами при телефонной связи (для однопутного перегона 4–6 мин, при полуавтоматической блокировке 2–3 мин, при автоблокировке 0).

При «пакетном» движении по однопутному перегону число поездов равно

$$N' = \frac{1440}{j_1}, \quad (2.7)$$

где j_1 – длительность пропуска «пакета» поездов обоих направлений (мин):

$$j_1 = t_{гр} + t_{пор} + 2m, \quad (2.8)$$

где m – число поездов в пакете.

Пропускная способность (поездов) двухпутных перегонов для обоих направлений движения $N''_{гр}$ и $N''_{пор}$ определяется из выражений

$$N''_{гр} = \frac{60T}{t_{гр}}; \quad (2.9)$$

$$N''_{пор} = \frac{60T}{t_{пор}}. \quad (2.10)$$

Пропускная способность забойного (отвального) пути при маятниковом движении (пар поездов) определяется по формуле

$$N'_3 = \frac{60T}{t_{об} + t_{п(р)} + 2'}, \quad (2.11)$$

где $t_{об}$, $t_{п(р)}$ – затраты времени на обмен и погрузку (разгрузку) локомотивосостава, мин.

Пропускная способность приемно-отправительных путей (поездов) определяется из выражения

$$N_{п.о} = \frac{60 T \rho_{п.о}}{t_3}, \quad (2.12)$$

где $\rho_{п.о}$ – число приемно-отправительных путей; t_3 – продолжительность занятия пути одним поездом:

$$t_3 = t_{пр} + t_{ст} + t_{м} + t_{от}, \quad (2.13)$$

где $t_{пр}$, $t_{ст}$, $t_{м}$, $t_{от}$ – затраты времени соответственно на прием поездов, их стоянку, маневры, отправление поезда, мин; при сквозном проезде поездов $t_{ст} = t_{м} = 0$.

Пропускная способность стрелочных горловин (поездов)

$$N'_Г = \frac{60T}{t_Г}, \quad (2.14)$$

где $t_Г$ – время занятия горловины движущимся поездом, включая маневры, мин. Для однопутных съездов пропускная способность путей составляет (пар поездов)

$$N''_{т.с} = \frac{60T}{t_{р.г}}, \quad (2.15)$$

где $t_{р.г}$ – продолжительность занятия перегона и отдельного пункта:

$$t_{р.г} = t_{гр} + t_{пор} + t_{н.в} + t_{ск}, \quad (2.16)$$

где $t_{н.в}$, $t_{ск}$ – интервалы времени между прибытием поездов при «враждебных» маршрутах и интервалы «скрещивания» поездов.

Для двухпутных съездов при отсутствии «враждебных» маршрутов приема и отправления поездов на отдельных пунктах пропускная способность $N''_{т.с}$ (поездов) определяется с учетом наличия автоблокировки. При «враждебности» маршрутов для каждого направления и автоблокировке

$$N''_{т.с} = \frac{60(T - T_{вр})}{j_2}, \quad (2.17)$$

где $T_{вр}$ – продолжительность занятия горловины отдельного поста поездами «враждебных» маршрутов:

$$T_{вр} = \sum t_{врi} + n_{врi}, \quad (2.18)$$

где $t_{вр}$ – продолжительность занятия стрелочной горловины поездов одного из «враждебных» маршрутов i -го поезда, мин; $n_{врi}$ – число поездов одного из «враждебных» маршрутов, следующих через отдельный пункт; j_2 – длительность хода поезда по перегону, мин.

Провозная способность железнодорожных путей на ограничивающих перегонах устанавливается с учетом полезной массы поезда:

$$M = 0,001N_{огр}n \frac{q}{K_H}, \quad (2.19)$$

где $N_{огр}$ – пропускная способность ограничивающего перегона, число поездов; n – число думпкаров (вагонов) в локомотивосоставе; q – грузоподъемность думпкара (вагона); K_H – коэффициент, учитывающий неравномерность прибытия локомотивосоставов на ограничивающий перегон, принимается для однопутных перегонов $K_H = 1,25$; для двухпутных перегонов $K_H = 1,18$. Число думпкаров (вагонов) в поезде определяется по формуле

$$n = \frac{Q}{(1 + K_T)q}, \quad (2.20)$$

где Q – масса (брутто) груженого поезда, т; K_T – коэффициент тары думпкаров (вагонов) данного типа.

Провозная способность станций (тыс. т) определяется из выражения

$$M = 0,001(N_{ст} + N_{хоз})nq, \quad (2.21)$$

где $N_{ст}$ – пропускная способность станции, число поездов; $N_{хоз}$ – число поездов для хозяйственных нужд.

Общее число рейсов поездов, занятых на вывозке горной массы, при полезной массе nq рассчитывается по формуле

$$R = \frac{fQ_p}{nq}, \quad (2.22)$$

где f – коэффициент резерва; Q_p – грузооборот разреза, т/сут.

Число рейсов каждого локомотивосостава за сутки равно

$$r = \frac{T}{t_p}, \quad (2.23)$$

где t_p – продолжительность рейса, ч (определяется по ЕНВ [18]).

С учетом коэффициентов резерва инвентарный парк локомотивов $N_{л}$ определяется как сумма локомотивов в работе, ремонте и резерве по формуле

$$N_{л} = N_{л}^p(1 + K_{рем} + K_{рез}), \quad (2.24)$$

где $K_{рем}$, $K_{рез}$ – коэффициенты, учитывающие число локомотивов, находящихся в ремонте и резерве; $N_{л}^p$ – число локомотивов в работе:

$$N_{\Pi}^p = \frac{R}{r}. \quad (2.25)$$

Грузооборот одного локомотивосостава $Q_{\text{л.с}}$ (т/сут) рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{л.с}} = r n q. \quad (2.26)$$

Результаты расчетов заносят в табл. 2.1.

Максимальная пропускная способность автомобильных дорог, т. е. число автосамосвалов, которое может быть пропущено в одном направлении в течение часа, определяется по формуле

$$Q_a = 1000V \frac{N_{\Pi}}{L_a}, \quad (2.27)$$

где V – расчетная скорость движения автосамосвала, км/ч; N_{Π} – число полос движения; L_a – расстояние между автосамосвалами, движущимися один за другим, м.

Суточная производительность одного автосамосвала рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{сут}}^a = 60 n_{\text{см}} T_{\text{см}} \frac{q_a}{t_p}, \quad (2.28)$$

где $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; q_a – грузоподъемность автосамосвала, т; t_p – продолжительность одного рейса автосамосвала, мин.

Рабочий парк автосамосвалов определяется в зависимости от грузооборота по разрезу из выражения

$$N_p = \frac{Q_p}{Q_{\text{сут}}^a}, \quad (2.29)$$

где Q_p – суточный грузооборот разреза, т/сут.

Таблица 2.1

Провозная способность железнодорожного транспорта

Наименование перегонов, погрузочных путей, отвальных тупиков, станций	Число поездов	Число вагонов в составе	Средняя длина откатки, м	Производительность одного локомотивосостава, км/сут		Суточная провозная способность, принятая при расчете возможной мощности разреза	
				фактическая	принятая для расчета	по углю, т	по вскрыше, м ³

Число автосамосвалов, необходимое для обслуживания одного экскаватора, определяется из выражения

$$N_{p.э} = 1 + \frac{(t_{дв} + t_p)}{t_{п}}, \quad (2.30)$$

где $t_{дв}$, t_p , $t_{п}$ – затраты времени (с учетом маневрирования) соответственно на движение, разгрузку и погрузку автосамосвала, мин.

Общее число автосамосвалов, необходимое для перевозки заданного объема горной массы, рассчитывается как сумма автосамосвалов, обслуживающих все экскаваторы:

$$\sum N_{p.э} = N_{p.э1} + N_{p.э2} + \dots + N_{p.эn}, \quad (2.31)$$

где 1, 2, ..., n – число одновременно работающих экскаваторов.

Интервальный парк автосамосвалов определяется по формуле

$$N = \frac{\sum N_{p.э}}{K_T}, \quad (2.32)$$

где K_T – коэффициент технической готовности автопарка.

2.3.3. Расчет производительности экскаваторного парка

Годовая производительность экскаваторного парка разреза по вскрыше (млн м³/год) при транспортной системе разработки определяется по формуле

$$Q_{\text{сут}}^T = 10 - 6 \sum Q_{\text{см}} N_{\text{раб}} n K_{\text{кл}}, \quad (2.33)$$

где $Q_{\text{см}}$ – сменная производительность экскаватора, м³ (рассчитывается на основе ЕНВ [18]); $K_{\text{кл}}$ – среднегодовой коэффициент снижения производительности по климатическим условиям, определяется по ЕНВ [18]; n – число смен работы экскаватора в сутки; $N_{\text{раб}}$ – число рабочих дней каждого экскаватора в течение года, определяется по формуле

$$N_{\text{раб}} = N_{\text{к}} - N_{\text{п.в}} - N_{\text{п.р}} - \frac{N_{\text{ср}}}{t_1} - \frac{N_{\text{к.р}}}{t_2} - N_{\text{тех}} - N_{\text{кл}}, \quad (2.34)$$

где $N_{\text{к}}$ – число календарных дней в году; $N_{\text{п.в}}$ – число праздничных и выходных дней; $N_{\text{п.р}}$, $N_{\text{ср}}$, $N_{\text{к.р}}$ – число дней, затрачиваемых соответственно на профилактический, средний и капитальный ремонт; определяется по ЕНВ [18]; t_1 , t_2 – периодичность соответственно среднего и капитального ремонтов; $N_{\text{тех}}$ – число дней для перегона экскаватора, ожидания фронта работ (принимается согласно технологической схеме ведения горных работ); $N_{\text{кл}}$ – число дней простоев экскаваторов по климатическим условиям.

При погрузке горной массы в железнодорожные составы производительность экскаватора определяется по формуле

$$Q_{\text{см}}^{\text{ж.д}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{п.з}} - T_{\text{л.н}} - T_{\text{т.п}} - T_{\text{отд}}) V_{\text{вс}}}{(T_{\text{п.с}} + T_{\text{обм}})}, \quad (2.35)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин; $T_{\text{п.з}}$ – затраты времени на выполнение подготовительно-заключительных работ, мин; $T_{\text{л.н}}$ – затраты времени на личные надобности, мин; $T_{\text{т.п}}$ – продол-

жительность технологических перерывов, мин; $T_{\text{отд}}$ – продолжительность отдыха, мин; $V_{\text{вс}}$ – объем горной массы в одном составе, м^3 ; $T_{\text{п.с}}$ – затраты времени на погрузку состава, мин; $T_{\text{обм}}$ – затраты времени на обмен состава, мин.

При погрузке в автомобильный транспорт производительность экскаватора рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{см}}^{\text{авт}} = \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{п.з}} - T_{\text{л.н}} - T_{\text{т.п}})V_{\text{а}}}{(t_{\text{мн}} + t_{\text{пл}})}, \quad (2.36)$$

где $t_{\text{мн}}$, $t_{\text{пл}}$ – затраты времени соответственно на установку под погрузку и разгрузку автосамосвала, мин; $V_{\text{а}}$ – объем горной массы (в пересчете на целик) в одном автосамосвале, м^3 .

При экскавации горной массы в отвал (бестранспортная система разработки) производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{смену}$) определяется по формуле

$$Q_{\text{см}} = (T_{\text{см}} - T_{\text{п.з}} - T_{\text{л.н}} - T_{\text{т.п}})n_{\text{ц}}V_{\text{к}}, \quad (2.37)$$

где $n_{\text{ц}}$ – число циклов в минуту, определяется по ЕНВ [18]; $V_{\text{к}}$ – объем горной массы (в пересчете на целик) в одном ковше, м^3 .

Возможная мощность разреза рассчитывается по производительности добычных экскаваторов. Результаты расчета сводятся в табл. 2.2.

Данные расчета пропускной способности технологических процессов разреза сводятся в табл. 2.3.

Таблица 2.2

Производительность экскаваторов

Тип, марка экскаватора	Производительность экскаватора, м^3			Списочное число экскаваторов	Суточная производительность списочного числа экскаваторов, м^3
	фактическая	расчетная	принятая при возможной мощности разреза		

Таблица 2.3

Пропускная способность технологических процессов

Показатели	Обозначение	Фактическое состояние на 01.01.20....	Принятые при расчетах
Коэффициент вскрыши, м ³ /т			
Скорость подвигания фронта работ, м/год:			
– на добыче			
– на вскрыше			
Пропускная способность ведущих технологических процессов, рассчитанная по горной массе, т/сут (тыс. т/год)			
Фронт горных работ, м			
Транспорт, ед.			
Экскаваторный парк, ед.			
Выход товарного угля, %			
Предлагаемая для установления производственная мощность товарного угля, т/сут (тыс. т/год)			

Вопросы для самоконтроля по главе 2

1. Дать определение производственной мощности предприятия.
2. Какие технологические процессы положены в основу расчета производственной мощности разреза?
3. От каких показателей зависит возможная годовая добыча разреза?
4. Каким показателем характеризуется пропускная способность железнодорожного транспорта?
5. Каким показателем характеризуется провозная способность железнодорожных путей?
6. Что понимают под пропускной способностью автодорог?
7. От каких показателей зависит производительность экскаватора: при погрузке горной массы в железнодорожные составы; в автомобильный транспорт; при экскавации горной массы в отвал (бестранспортная система разработки)?
8. Какими критериями определяется возможная мощность разреза?

Глава 3. ПЛАНИРОВАНИЕ ДОБЫЧИ И ВСКРЫШИ

3.1. Исходные данные для составления плана развития горных работ

Основным показателем, относительно которого планируются все остальные работы, является, как правило, **план-задание по добыче** товарного угля или в настоящее время потребность производства в определенной марке угля. При бестранспортной технологии добычи ведущим показателем является **плановая нагрузка** на экскаватор.

План-задание по добыче и нагрузку на экскаватор можно распределять равномерно, но более правильно их распределять в соответствии с договорами, которые заключены с потребителями.

План по добыче утверждается на техническом совете предприятия, возглавляемом главным инженером, с обязательным участием главных специалистов, руководителей отделов и начальников участков. Принятый план по добыче и вскрыше распределяется между участками на основе фактического положения горных работ и анализа выполнения плана производства в текущем году.

Главный маркшейдер предприятия доводит до сведения участковых маркшейдеров план по добыче и вскрыше по каждому участку, а главный геолог – план эксплуатационных потерь по каждому пласту, участку.

Участковый маркшейдер совместно с начальником участка анализирует соответствие фактического положения горных работ годовой программе, определяет наилучшие варианты отработки участка.

Начальник участка распределяет оборудование по уступам, определяет порядок ведения буровзрывных работ с учетом минимальных объемов работы по переукладке путей и перегону оборудования; маркшейдер просчитывает объемы вскрыши, добычи, переекспкавации по каждому экскаватору, горизонту, используя для этого, как правило, профили через 20–25 м, следит за соблюдением допустимых углов наклона бортов, берм безопасности и наносит планируемое положение на план и профили.

На главного маркшейдера и маркшейдерскую службу возлагаются сложные задачи.

1. Производство инструментальной съемки, пополнение пла-

нов и профилей горных работ и планов породных отвалов на начало планируемого периода.

2. Расчет добычи на год, квартал и месяцы с разбивкой ее по отдельным уступам и блокам (механизмам).

3. Расчет подготовки и прироста подготовленных и готовых к выемке запасов на конец планируемого периода, их движение.

4. Определение необходимого объема вскрышных работ для обеспечения плана добычи полезных ископаемых и прироста запасов с разбивкой их по уступам, заходкам и блокам, расчет приемной способности отвалов, а также площадей и объемов удаления почвенного слоя с участков, намеченных к отработке карьером и занимаемых внешними породными отвалами.

5. Составление перечня опасных зон на планируемый год.

6. Составление и оформление графического и табличного материала к плану развития горных работ.

7. Определение промышленных запасов, количества законсервированных запасов под охраняемыми объектами и срока их отработки.

8. Разработка плановых потерь на основании нормативов и мероприятий по их снижению.

Согласовываются планы развития горных работ с районной горнотехнической инспекцией. Согласование фиксируется непосредственно на календарном плане горных работ штампом «согласовано», подписью и датой, а также оформлением протокола, где отражаются все разногласия.

В случае несоответствия планов развития горных работ техническому проекту необходимо согласование с территориальным проектным институтом (генеральным проектировщиком).

1. Утверждаются планы развития горных работ вышестоящей организацией.

2. Участковый маркшейдер ведет планирование по каждой выемочной единице, поэтому должен иметь сведения об экскаваторном парке и «График планово-предупредительного ремонта экскаваторов», который составляет энергомеханическая служба карьера (примерные сроки технического обслуживания экскаваторов приведены в табл. 3.1).

Таблица 3.1

**Нормативы продолжительности технического обслуживания,
ремонта и наладки горного оборудования**

Марка экскаватора	Продолжительность ремонта, сут			Периодичность ремонта		
	ТО	ППР	КР	ТО	ППР	КР
Hitachi ZX850	1	2	20	1 раз в месяц	1 раз в квартал	1 раз в 3 года
Hitachi EX1200	1	2	20			
Komatsu PC1250	1	2	20			
Liebherr R984C	1	2	20			
ЭКГ-8И	2	4	40			
ЭКГ-4,6Б	1	2	30			
Hitachi EX2500	1	2	30		2 раза в квартал	1 раз в 4 года
Hitachi EX3600	1	3	35			
Hitachi EX5500	2	4	40			
Komatsu PC4000	2	4	40			
ЭКГ-20К	1	4	35			
ЭКГ-32Р	1	4	40			
P&H 2800ХРС	2	4	40			
ЭШ-10/70	1	3	35	1 раз в квартал	1 раз в 4 года	
ЭШ-13/50	1	3	35			

В таблице приняты сокращения:
ТО – техническое обслуживание; ППР – планово-предупредительный ремонт; КР – капитальный ремонт

Прежде чем распределять план-задание по добыче, необходимо проанализировать исходный уровень, т. е. оценить **наличие подготовленных и готовых к выемке запасов**. Подсчет запасов ведут на основании пополненных на начало планового периода планов и профилей.

Подготовленными¹ являются запасы из числа вскрытых, обнаженных от покрывающих пород, и для разработки которых выполнены горно-подготовительные работы, предусмотренные техническим проектом. Эти запасы определяются (рис. 3.1–3.4) в пределах массива, ограниченного:

¹ При разработке сложных месторождений, когда для перевода вскрытых запасов в подготовленные необходимо также проводить большой объем работ по выемке пород междупластья (раздельная выемка угольных пластов и породных прослоек), подготовленные запасы подсчитываются только в пределах нарезанных уступов (см. рис. 3.4).

– сверху – поверхностью пласта, обнаженной вскрышными работами от покрывающих пород, с допуском незначительного количества породы, оставшейся на уступах после вскрышных работ 0,5–3,0 м, зачистка которых не задерживает работы по добыче угля;

– с боков – плоскостями уступов, построенными от границ обнаженной поверхности угля в соответствии с углами откосов и площадками, предусмотренными проектом разработки или паспортом управления породными и угольными уступами;

– снизу – проектной глубиной разработки (в частном случае – почвой пласта или дренажным горизонтом либо глубиной, при которой сходящиеся боковые плоскости уступов дают ширину дна траншеи, достаточную для данного способа ведения работ).

Построение контура подготовленных запасов (см. рис. 3.1)

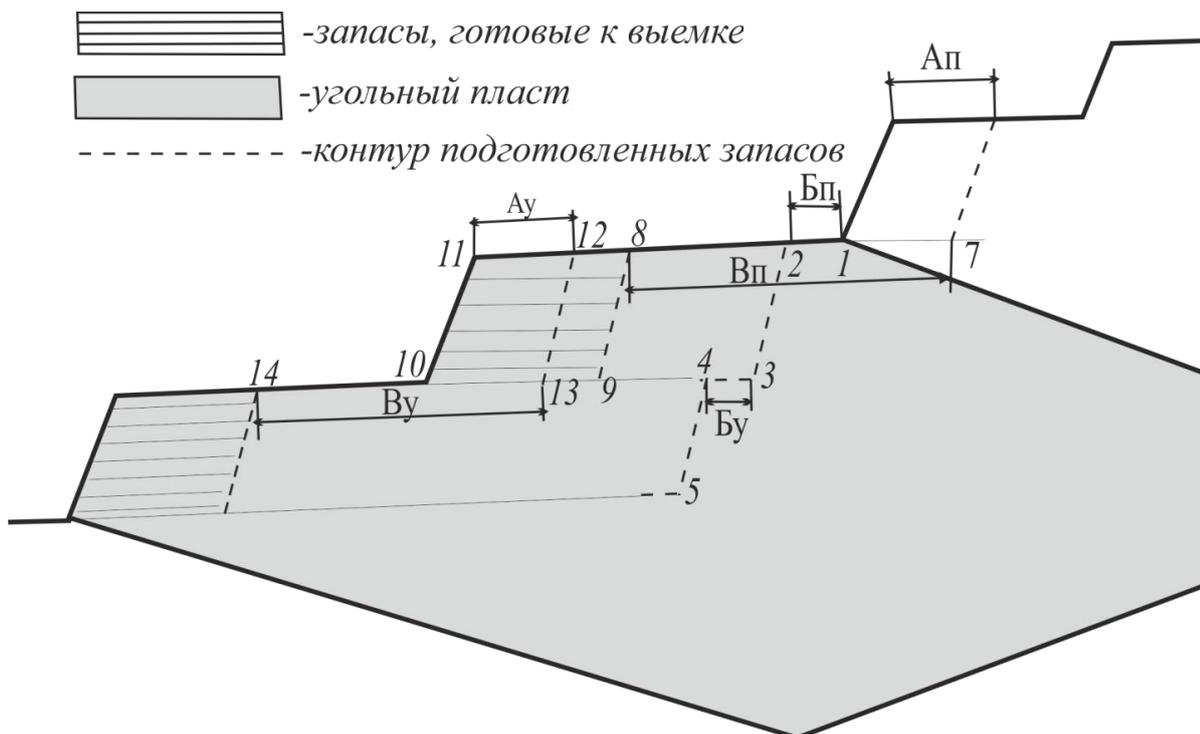


Рис. 3.1. Схема построения контура подготовленных и готовых к выемке запасов угля:

A_y , $A_{п}$ – ширина экскаваторной заходки по угольному и вскрышному уступам; B_y , $B_{п}$ – предохранительная берма по угольному и вскрышному уступам; V_y , $V_{п}$ – ширина рабочей площадки по угольному и вскрышному уступам

От точки 1 (нижней бровки вскрышного уступа) откладывают по верхней площадке угольного уступа предохранительную берму

B_{Π} , вычисленную по формуле (3.1а) для устойчивых или по формуле (3.1б) для неустойчивых пород, получают точку 2:

$$B_{\Pi} = \frac{h(\cot\alpha_y - \cot\alpha)}{2}; \quad (3.1a)$$

$$B_{\Pi} = h(\cot\alpha_y - \cot\alpha), \quad (3.1б)$$

где h – высота уступа, м; α_y , α – соответственно устойчивый и рабочий углы откоса уступов, град.

Дальнейшие построения сводятся к следующему: из точки 2 под углом α проводят прямую линию до пересечения с нижней границей верхнего уступа (точка 3). Из точки 3 по нижней границе верхнего уступа откладывают предохранительную берму 3–4, из точки 4 под углом α проводят прямую линию до пересечения с нижней границей второго угольного уступа (точка 5) и т. д. Если кровля или почва пласта обнажена от покрывающих пород на части площадки уступа, а величина предохранительной бермы меньше расстояния от точки 1 до точки выхода кровли (почвы) пласта, то построение контура подготовленных запасов начинают от точки K (рис. 3.2).

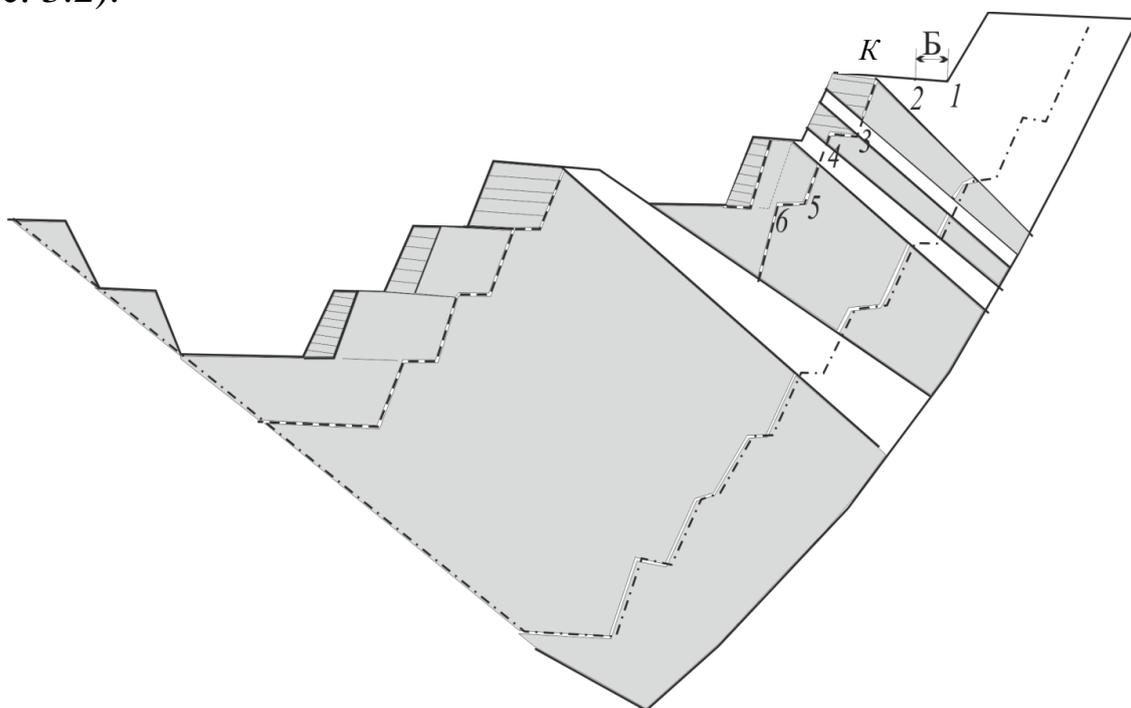


Рис. 3.2. Контурсы подготовленных и готовых к выемке запасов при разработке наклонного пласта сложного строения

Готовыми к выемке являются подготовленные запасы в контуре выемочных участков, где полностью произведена зачистка пласта, соблюдены размеры предохранительных берм, установленных проектом разработки или паспортом горных работ, и которые можно отрабатывать в полном соответствии с требованиями Правил безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом [12] (см. рис. 3.1–3.4).

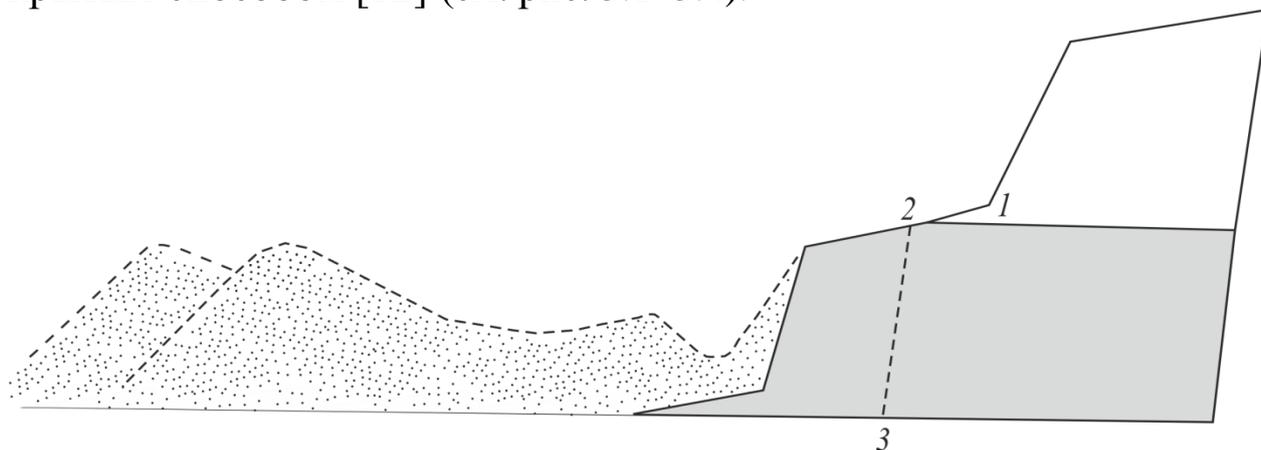


Рис. 3.3. Контур подготовленных запасов при разработке пологого пласта (при системе разработки с перевалкой вскрышных пород)

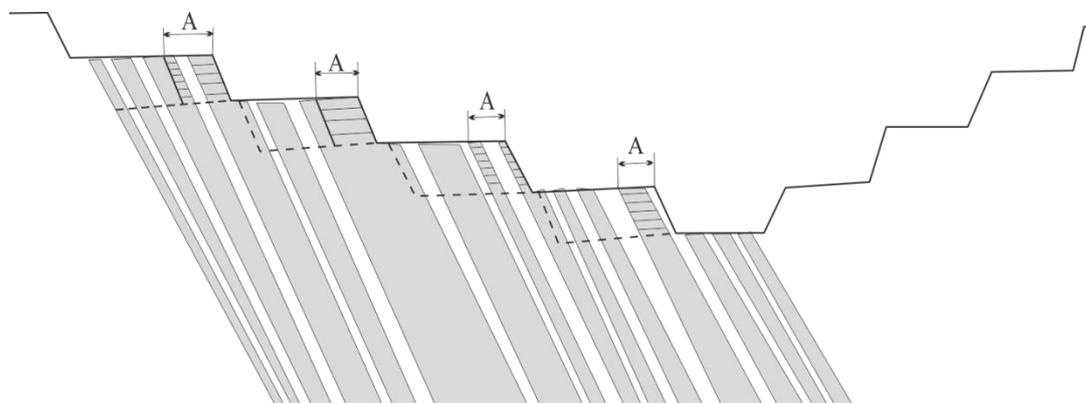


Рис. 3.4. Контур подготовленных и готовых к выемке запасов при разработке крутого пласта сложного строения (с отдельной выемкой угля и породы):

A – ширина экскаваторной заходки

Построение контура готовых запасов (см. рис. 3.1).

От точки 1 (нижней бровки вскрышного уступа) откладывают в сторону массива ширину вскрышной заходки $A_{\text{п}}$, получают точку 7 ; от точки 7 в сторону выработанного пространства откладывают ширину рабочей площадки по вскрышному уступу $B_{\text{п}}$, получают

точку 8; под углом α проводят линию до пересечения с нижней бровкой угольного уступа (точка 9). Контур запасов готовых к выемке ограничен точками 8-9-10-11.

В зависимости от предусмотренной технологии горных работ и с учетом условий залегания пластов геологической службой разреза устанавливается норматив эксплуатационных потерь и разубоживания по каждому пласту, участку, горизонту.

Производится пересчет плана добычи на балансовые запасы по формуле

$$D_{\text{б}} = \frac{D_{\text{т}}(100 - P)}{(100 - \Pi)}, \quad (3.2)$$

где $D_{\text{б}}$ – годовой план добычи в пересчете на балансовые запасы, тыс. т; $D_{\text{т}}$ – план добычи товарной продукции, тыс. т; P , Π – соответственно разубоживание и эксплуатационные потери, %, принимаются по данным предприятия либо рассчитываются в соответствии с Указаниями по нормированию, планированию и экономической оценке потерь угля в недрах [17] (раздел 3.4).

С целью обеспечения прогрессивных темпов производства необходимо планировать опережающее развитие вскрышных работ для обеспечения норматива подготовленных и готовых к выемке запасов на конец планового периода. Норматив переходящих запасов устанавливается руководством разреза, зависит от технической оснащенности производства, может быть принят по рекомендациям Минуглепрома: подготовленных к выемке – 1 мес., готовых к выемке – 0,5 мес. Таким образом, обеспеченность горного предприятия подготовленными и готовыми к выемке запасами на плановый период определяют по формуле

$$З = D_{\text{б}} + З_{\text{к}} - З_{\text{н}}, \quad (3.3)$$

где $З_{\text{к}}$ – переходящие запасы на конец планового периода, тыс. т; $З_{\text{н}}$ – переходящие запасы на начало планового периода, тыс. т, определяют по планам и профилям, пополненным на начало планового периода.

Переходящие запасы на конец планового периода определяют по формулам

$$Z_k = (D_T/12)t_{п.в}; \quad (3.4)$$

$$Z_k = (D_T/12)t_{г.в}, \quad (3.5)$$

где $t_{п.в}$, $t_{г.в}$ – нормативы переходящих соответственно подготовленных и готовых к выемке запасов, мес.

Параметры элементов системы разработки рассчитывают в проекте и, при необходимости, уточняют в техническом отделе разреза. Для составления плана развития горных работ маркшейдеру необходимо знать следующие параметры: высоту уступа h_B , ширину заходки экскаватора A , длину заходки L , ширину рабочей площадки $Ш$, норматив производительности добычных и вскрышных экскаваторов, эксплуатационный коэффициент вскрыши на плановый период.

Расчет параметров элементов системы разработки

1. Высота уступа h_B

Высота рабочего уступа зависит от физико-механических свойств горных пород, горно-геологических условий их залегания и параметров оборудования. Минимальная высота уступа определяется из условия наполнения ковша за один цикл. При применении канатных экскаваторов высота уступа не должна быть больше максимальной высоты черпания экскаватора, высоты или глубины черпания драглайна.

При применении гидравлических экскаваторов и погрузчиков безопасная высота уступа определяется расчетами с учетом траектории движения ковша. При разработке пород с применением буровзрывных работ допускается увеличение высоты уступа до полуторной высоты черпания экскаватора при условии разделения развала по высоте на подступы или разработки специальных мероприятий по безопасному обрушению козырьков и навесей.

Согласно Правилам безопасности [12] высота уступа при применении экскаваторов ЭКГ-20К, ЭКГ-32Р и Р&Н 2800ХРС не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора. В частности, для экскаватора ЭКГ-20К высота черпания не должна превышать 17,3 м, для ЭКГ-32Р – 16,0 м и Р&Н 2800ХРС – 16,6 м.

Максимальная высота уступа при извлечении пород экскаватором ЭШ-10/70 составляет 35 м, ЭШ-13/50 – 21 м.

Максимальная высота уступа для гидравлических экскаваторов с оборудованием обратная лопата Hitachi ZX850, Hitachi EX1200, Komatsu PC1250, Liebherr R984C, прямых гидравлических лопат Hitachi EX2500, Hitachi EX5500, Komatsu PC4000 зависит от угла устойчивого откоса с учетом дополнительной нагрузки на массив, возникающей при работе экскаватора, а также от глубины копания и траектории движения ковша.

Максимальная высота уступа при работе гидравлических экскаваторов с оборудованием обратная лопата нижним черпанием с углом устойчивого откоса $65\text{--}70^\circ$ и коэффициенте разрыхления породы 1,25–1,30 составляет 80 % от наибольшей глубины копания. При этом обязательным условием является выполнение требований Правил безопасности [12] – высота падения груза должна быть минимально возможной и во всех случаях не должна превышать 3 м.

Для гидравлических экскаваторов с оборудованием типа прямая лопата максимальная высота уступа определяется по формуле

$$H_{y\max} = (R_{x\max} - L_x) \operatorname{tg} \alpha_k \leq H_{ч\max}, \quad (3.6)$$

где $R_{x\max}$ – наибольший радиус копания экскаватора, м; L_x – длина гусеничной тележки, м; α_k – угол откоса уступа, скорректированный по отношению к расчетному; $H_{ч\max}$ – наибольшая высота копания экскаватора, м.

Расчетная максимальная высота уступа для различных марок экскаваторов приведена в табл. 3.2. Примеры разработки кинематических схем для определения максимальной высоты уступа с учетом траектории движения ковша и устойчивого угла откоса при разработке различных пород приведены на рис. 3.5–3.9.

2. Ширина заходки экскаватора А

В крепких породах ширину заходки после взрыва принимают максимально возможной:

$$A = (1,5 \div 1,7) R_{чy}, \quad (3.7)$$

где $R_{чy}$ – радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м.

При разработке четвертичных отложений без применения

взрывных работ ширина заходки принимается максимальной из условия разворота автотранспорта:

$$A = 2,5R_p, \quad (3.8)$$

где R_p – конструктивный радиус разворота по переднему наружному колесу применяемого автотранспорта, м.

Таблица 3.2

Расчетная максимальная высота уступа

Марка экскаваторов	Емкость ковша, м ³	Высота уступа, м
Hitachi ZX850	4,3	5,71
Hitachi EX1200	6,7	6,44
Komatsu PC1250	6,7	6,32
Liebherr R984C	6,7	6,36
Hitachi EX2500	15,0	10,0
Hitachi EX3600	21,0	10,4
Hitachi EX5500	27,0	11,6
Komatsu PC4000	21,0	10,1
ЭКГ-20К	20,0	17,3
ЭКГ-32Р	32,0	16,0
P&H 2800ХРС	35,7	16,6
ЭШ-10/70	10,0	35,0
ЭШ-13/50	13,0	21,0

При этом ширина заходки принимается с расчетом удовлетворения условия размещения забойной автодороги:

$$A \geq 2Ш_0 + Ш_{пр.ч} + 2t, \quad (3.9)$$

где $Ш_0$ – ширина обочины, м; $Ш_{пр.ч}$ – ширина проезжей части, м; t – ширина горизонтальной проекции откоса земляного полотна.

При отработке четвертичных отложений экскаваторами ЭШ-10/70 и ЭШ-13/50 по бестранспортной технологии с экскавацией вскрышных пород на борт ширина вскрышной заходки определяется из выражения

$$A = (0,42 \div 0,6)R_{ч\max}, \quad (3.10)$$

где $R_{ч\max}$ – максимальный радиус черпания экскаватора, м.

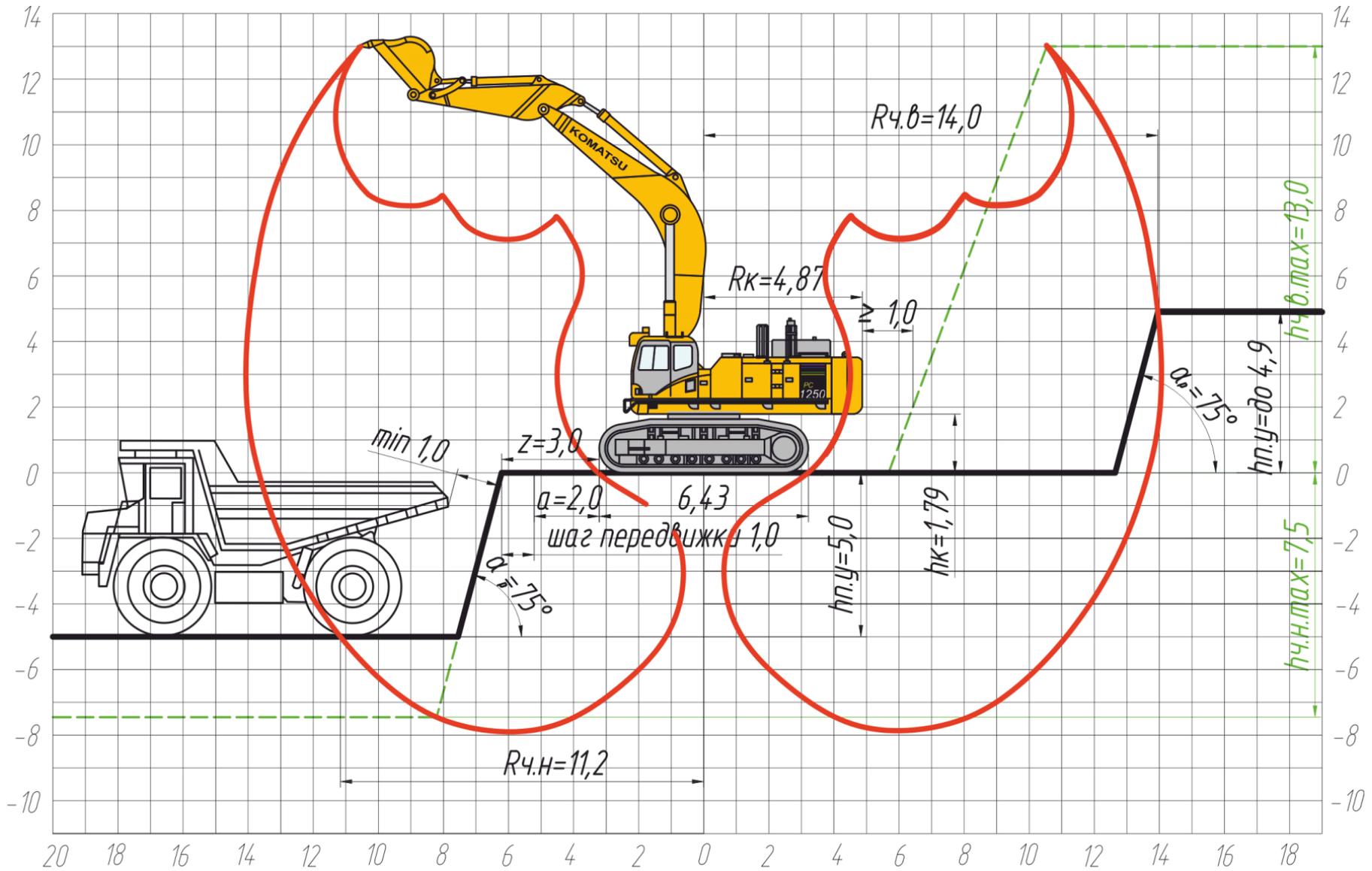


Рис. 3.5. Кинематическая схема отработки уступа по коренным породам экскаватором Komatsu PC1250

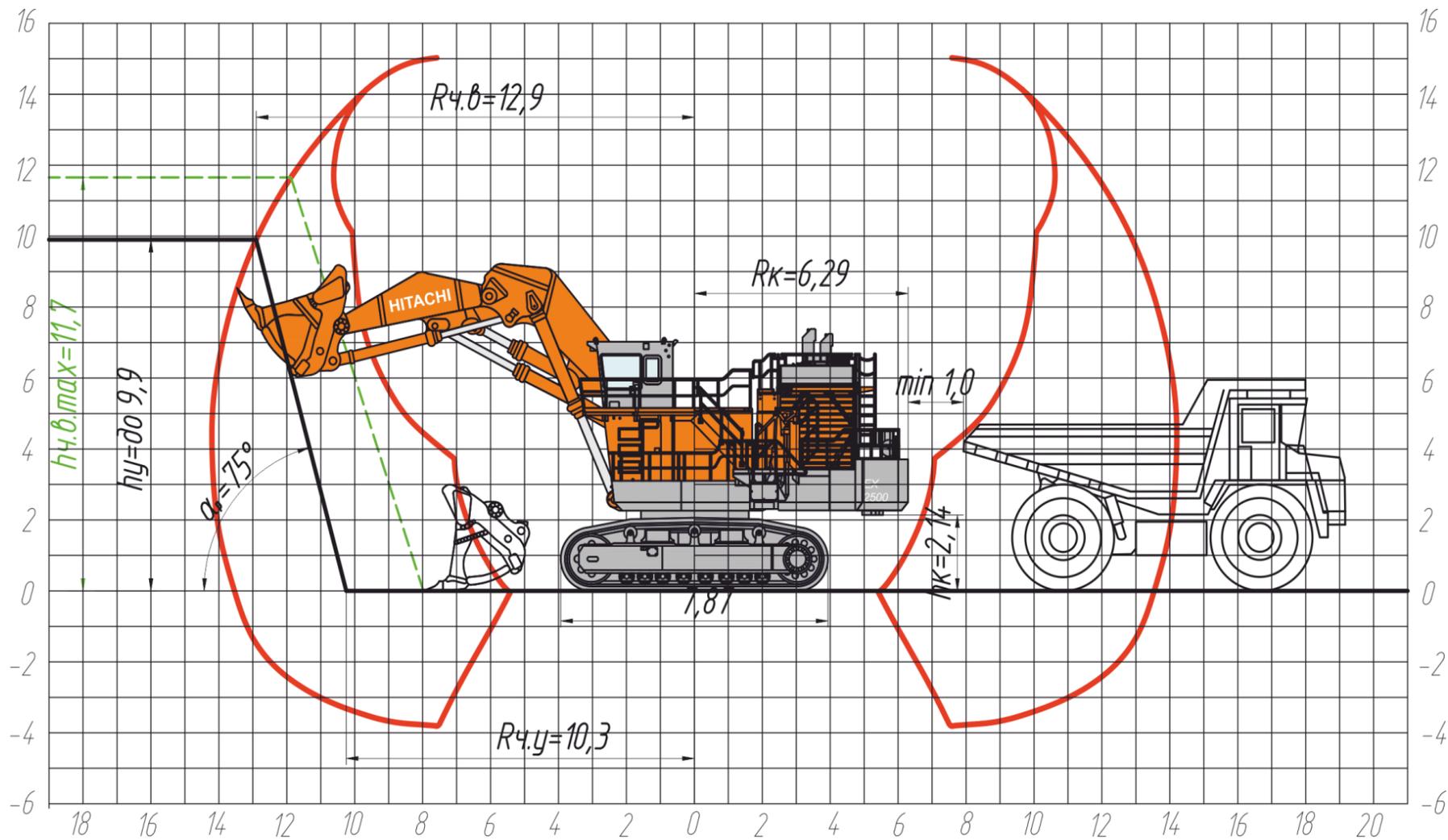


Рис. 3.6. Кинематическая схема отработки уступа по коренным породам экскаватором Hitachi EX2500

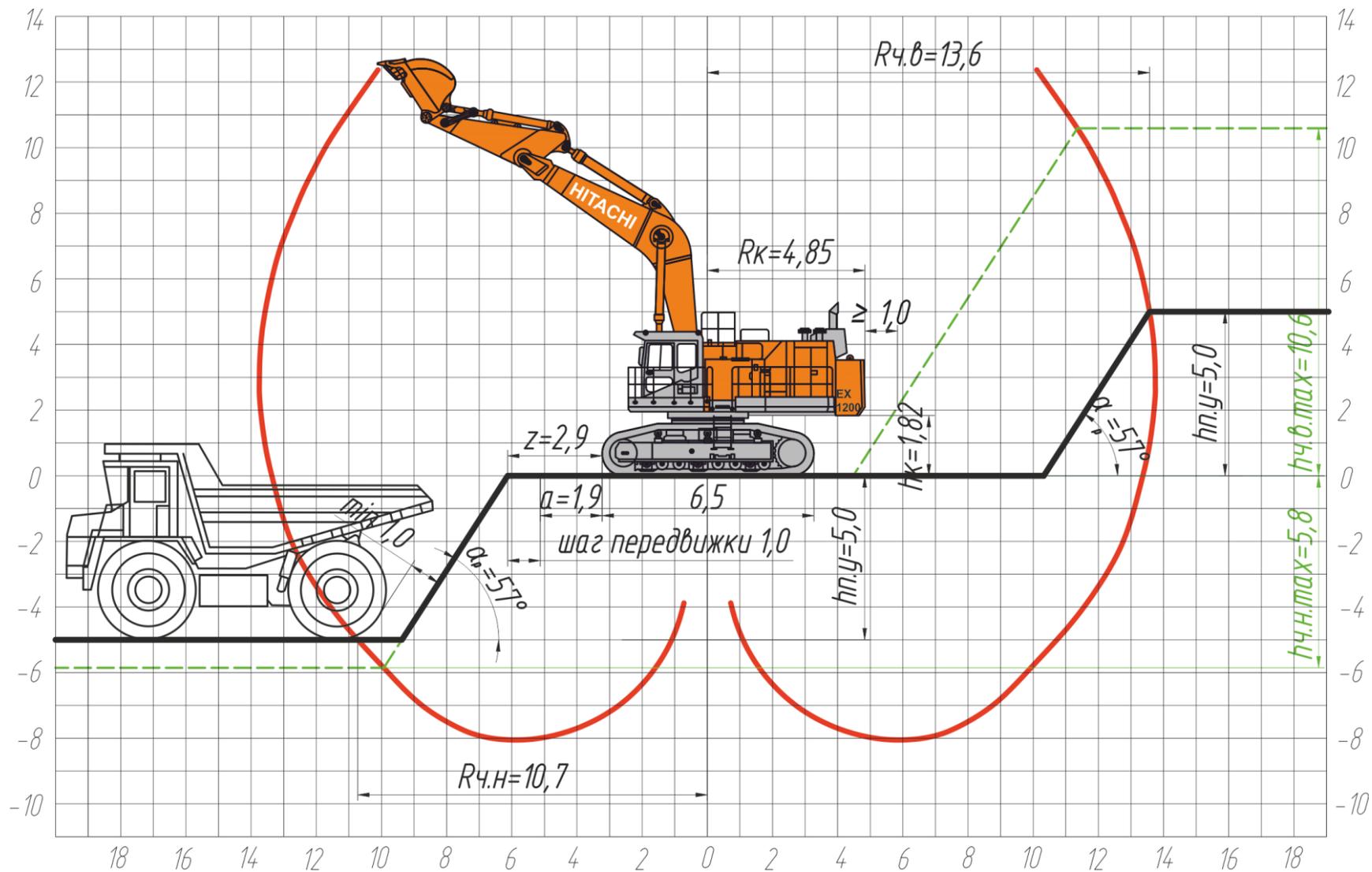


Рис. 3.7. Кинематическая схема обработки уступа по четвертичным отложениям экскаватором Hitachi EX1200

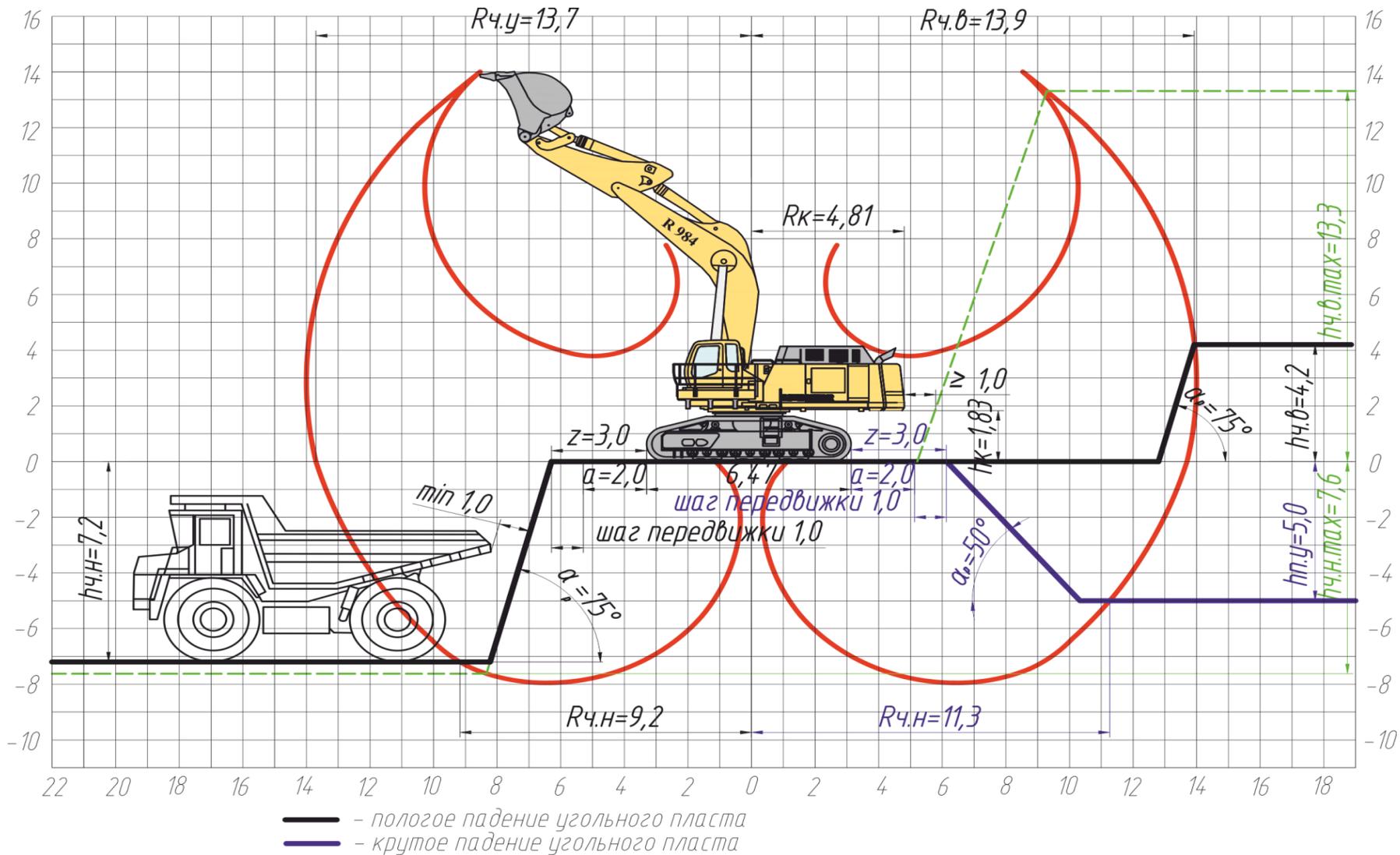


Рис. 3.8. Кинематическая схема обработки угольного пласта экскаватором Liebherr R984

3. Ширина рабочей площадки уступа В

При определении ширины рабочей площадки уступа следует исходить из того, что чем меньше ширина рабочей площадки, тем меньше текущий коэффициент вскрыши, а значит меньше и себестоимость добычи.

Ширина рабочей площадки может быть вычислена
– по наносам

$$B = B_{\Pi} + \Pi_0 + T + C + A; \quad (3.11a)$$

– по взорванным породам

$$B = B_{\Pi} + \Pi_0 + T + C + B_p, \quad (3.11б)$$

где B_{Π} – берма безопасности ($B > 3$), м; Π_0 – ширина рабочей площадки для размещения дополнительного оборудования ($\Pi_0 = 5-6$), м; T – ширина транспортной полосы (для автотранспорта $T = 7$, для железнодорожного транспорта $T = 5$), м; C – расстояние от нижней бровки уступа (развала) до транспортной полосы ($C = 1,0-2,0$), м; B_p – ширина развала (для ориентировочных расчетов можно принять: в легковзрываемых породах $B_p = 1,2h_y$, в средневзрываемых $B_p = 2,3h_y$, в трудновзрываемых $B_p = 3h_y$), м; A – ширина экскаваторной заходки, м.

4. Фронт работ уступа – часть уступа по длине, подготовленная к производству горных работ.

Длина фронта работ уступа и скорость его подвигания должны обеспечивать работу экскаваторов с заданной годовой эксплуатационной производительностью, определяемой по формуле

$$\Pi_{\text{э.г}} = h_y L_{\text{ф.у}} V_{\text{ф}} / N_{\text{э}}, \quad (3.12)$$

где $L_{\text{ф.у}}$ – длина фронта работ уступа, м; $V_{\text{ф}}$ – скорость подвигания фронта уступа, м/сут; $N_{\text{э}}$ – число экскаваторов на уступе.

$$L_{\text{ф.у}} = L_{\text{бл}} / N_{\text{э}}; \quad (3.13)$$

$$V_{\text{ф}} = \Pi_{\text{э.сут}} / (Ah), \quad (3.14)$$

где $L_{\text{бл}}$ – длина экскаваторного блока, м; $\Pi_{\text{э.сут}}$ – суточная производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{сут}$).

Помимо параметров элементов системы разработки для планирования развития горных работ необходимо определить минимальное опережение между вскрышным и добычным экскаваторами и количество запасов полезного ископаемого для обеспечения работы карьера на период планового ремонта вскрышного экскаватора. Опережение вскрышного уступа определяют из выражения

$$L_{\text{в}} = Q_{\text{пи}} / (A_{\text{у}} m \gamma), \quad (3.15)$$

где $Q_{\text{пи}}$ – запасы полезного ископаемого, необходимые для работы карьера на период остановки экскаватора на плановый ремонт, т; $A_{\text{у}}$ – ширина заходки добычного экскаватора, м; m – мощность пласта, м; γ – объемный вес угля, т/м³.

Запасы полезного ископаемого для работы карьера на время остановки вскрышного экскаватора определяют по формуле

$$Q_{\text{пи}} = \Pi_{\text{в.сут}} T_{\text{р}} / k_{\text{э}}, \quad (3.16)$$

где $\Pi_{\text{в.сут}}$ – суточная производительность вскрышного экскаватора, м³; $T_{\text{р}}$ – число дней ремонта; $k_{\text{э}}$ – эксплуатационный коэффициент вскрыши, м³/т (определяется по техническому проекту для данного предприятия).

Для обеспечения безопасных условий работы в соответствии с п. 60 Правил безопасности [12] расстояние по горизонтали между рабочими механизмами, расположенными на двух смежных по вертикали уступах, должно составлять не менее полуторной суммы максимальных радиусов черпания.

При работе экскаваторов спаренно на одном горизонте расстояние между ними должно быть не менее суммы их наибольших радиусов действия (для драглайнов – с учетом величины заброса ковша).

3.2. Технологические схемы ведения горных работ при различных горно-геологических условиях

Разработка горных пород в карьере, представляющая собой их выемку и погрузку в транспортное средство или в отвал, называется **выемочно-погрузочными работами** или экскавацией горной массы. Для механизации этого процесса наиболее часто используются одноковшовые экскаваторы циклического действия (рис. 3.9).

Экскавационные машины являются, как правило, определяющими в комплекте горных и транспортных машин технологического комплекса. Поэтому выбор основного выемочно-погрузочного оборудования и определение параметров системы разработки, от которых в значительной степени зависят технико-экономические показатели разработки месторождения, являются важным этапом при проектировании карьера.

Производительность экскаваторов зависит от качества подготовки экскавируемых пород, транспортного оборудования, климатических условий и др. Но особое влияние на производительность выемочно-погрузочных машин оказывают параметры экскаваторного забоя и принятая технология разработки месторождения. Расчет параметров забоев технологических схем заключается в определении высоты уступа, ширины заходки, углов рабочего и устойчивого откосов уступа, мест расположения в забое экскаватора и транспорта под погрузку.

Ниже приведены примеры технологических схем для различных видов одноковшовых экскавационных машин:

– при послойной отработке уступа коренных пород экскаватором прямая лопата с предварительным рыхлением и погрузкой в автотранспорт (рис. 3.10);

– при отработке уступа по четвертичным отложениям тремя подступами на контакте с коренными породами экскаватором обратная гидравлическая лопата с погрузкой в автотранспорт со сквозным проездом (рис. 3.11);

– при послойной отработке вскрышного уступа над пластом экскаватором обратная лопата с предварительным рыхлением и погрузкой в автотранспорт (рис. 3.12).

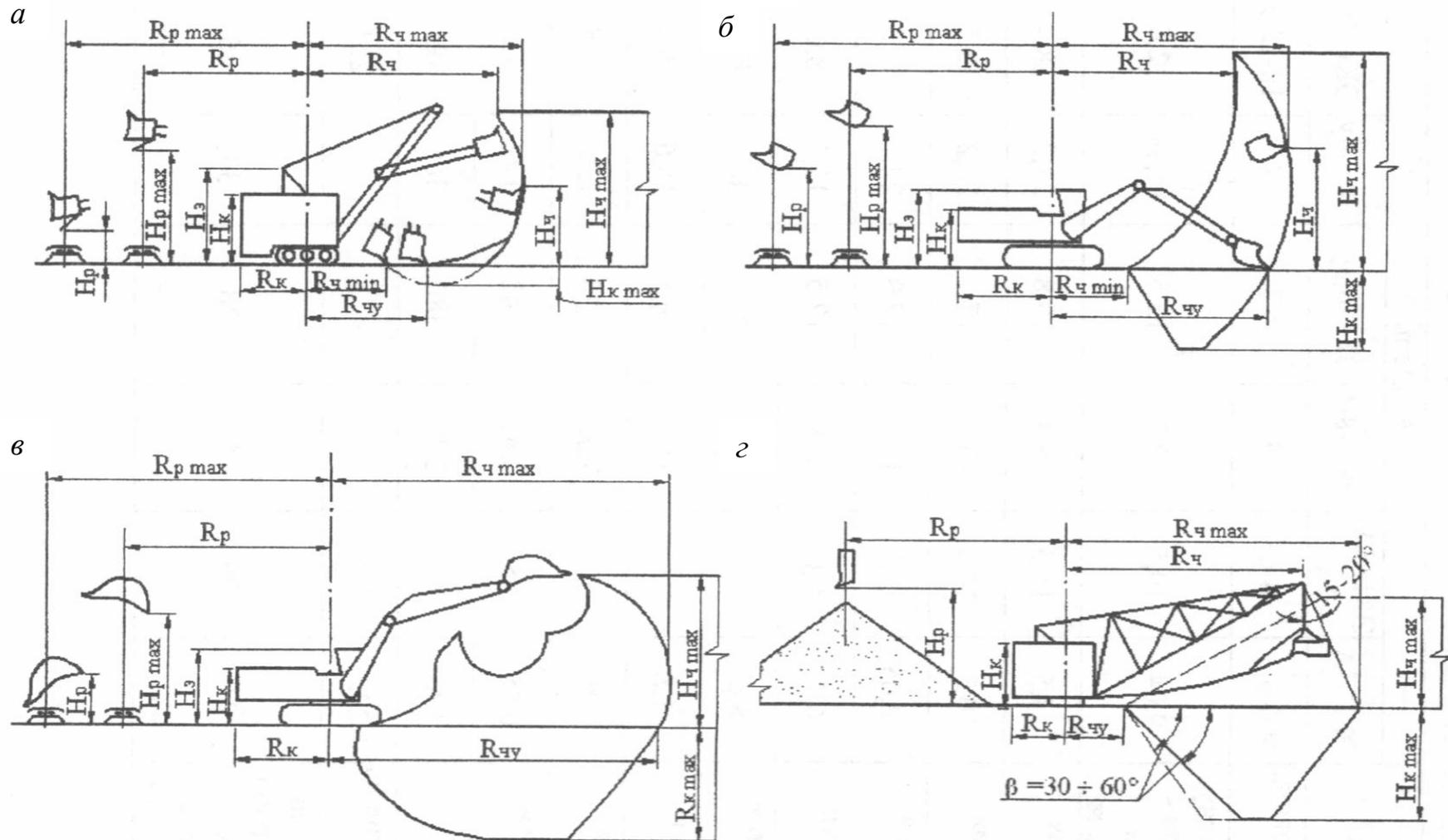


Рис. 3.9. Рабочие параметры одноковшовых экскаваторов:
 а – прямая мехлопата; б – прямая гидравлическая лопата; в – обратная гидравлическая лопата; г – драглайн

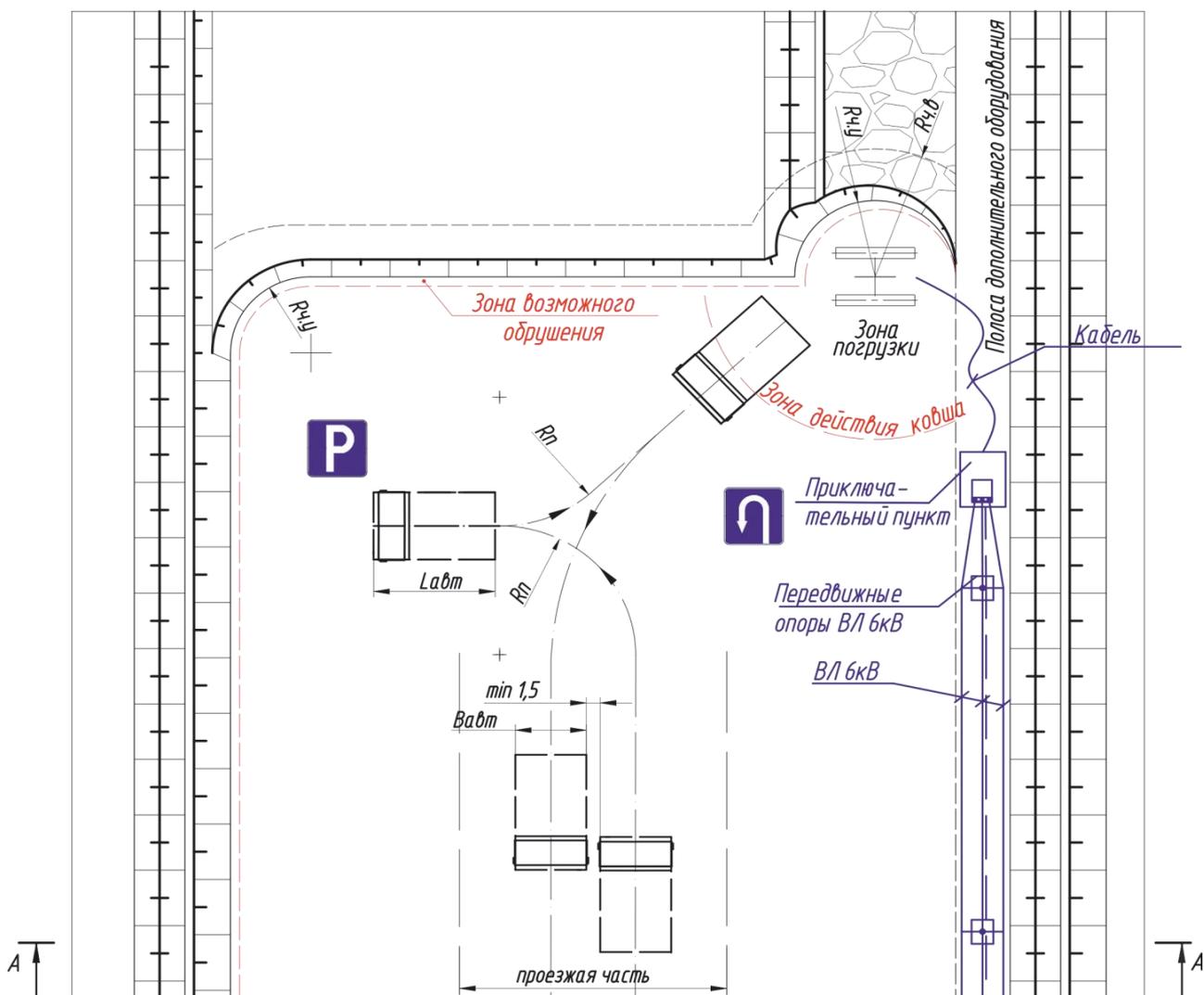
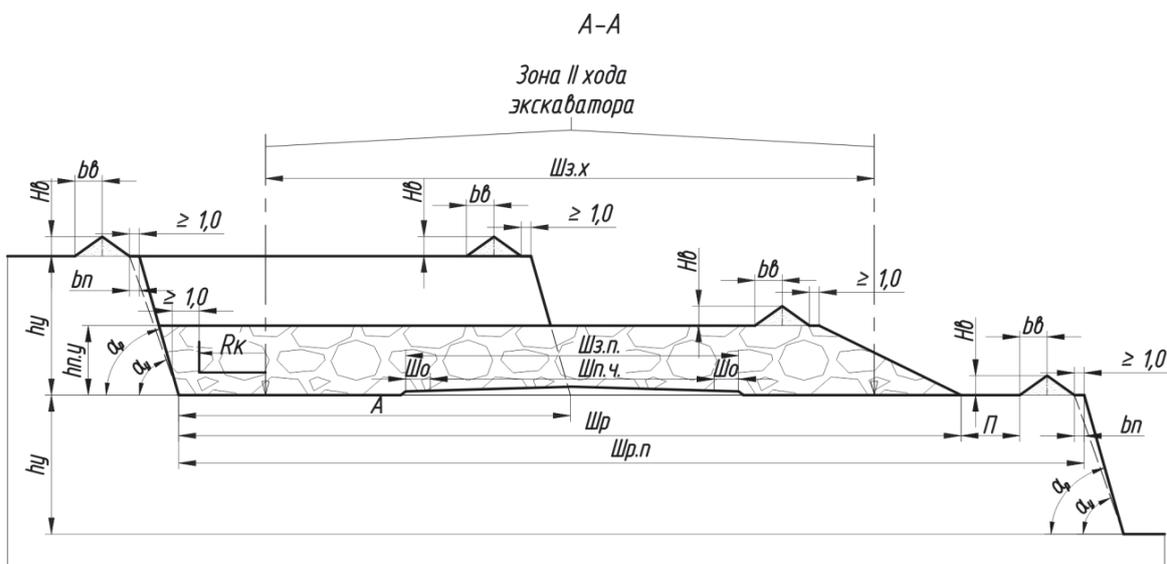


Рис. 3.10. Технологическая схема послойной отработки уступа коренных пород экскаватором прямой лопата с предварительным рыхлением и погрузкой в автотранспорт

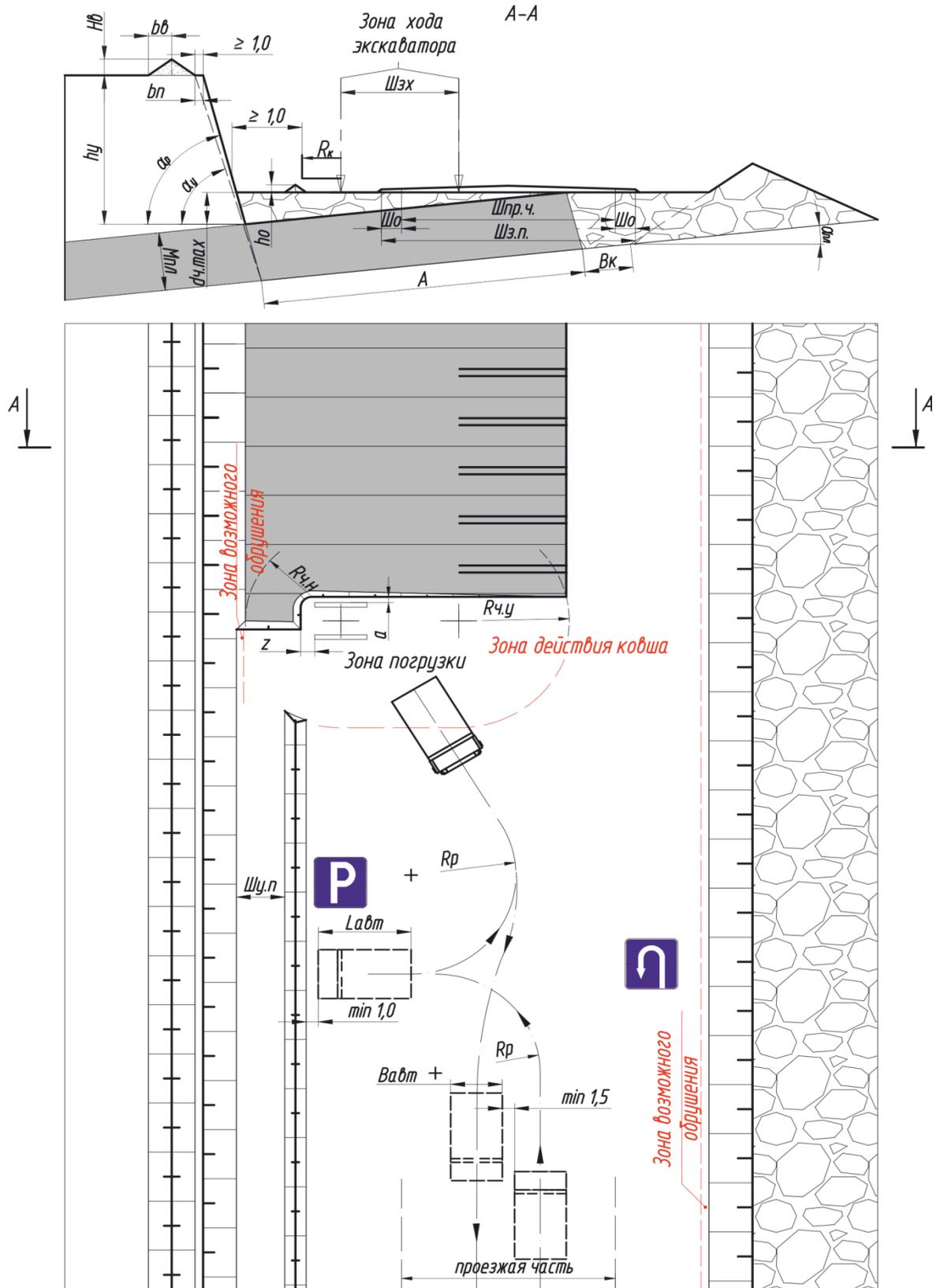


Рис. 3.12. Технологическая схема послойной отработки вскрышного уступа над пластом экскаватором обратная лопата с предварительным рыхлением и погрузкой в автотранспорт

3.3. Технические параметры горного оборудования и системы разработки

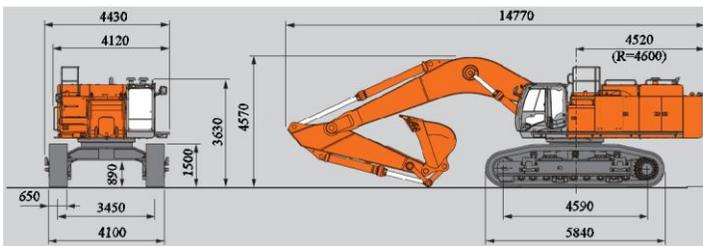
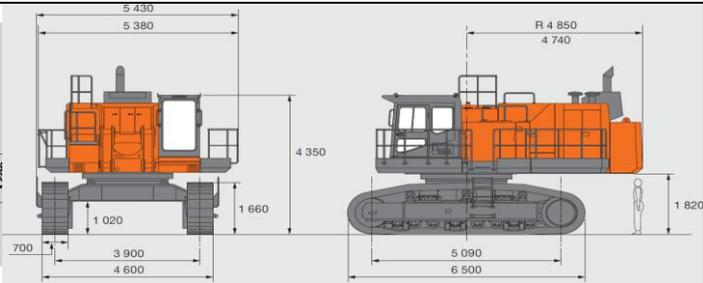
Основными параметрами одноковшовых экскаваторов являются: вместимость ковша; габаритные размеры; преодолеваемый уклон; масса и удельное давление на грунт, а также рабочие параметры. Технические параметры экскаватора зависят от длины и угла наклона стрелы и рукояти, изменяются в определенном диапазоне от минимальных (min) до максимальных (max) значений [25]. К рабочим параметрам экскаватора относят радиус черпания ($R_{ч}$), радиус черпания на горизонте установки экскаватора ($R_{чу}$), высоту черпания ($H_{ч}$) и разгрузки ($H_{р}$), глубину копания ($H_{к}$) и радиус разгрузки ($R_{р}$). Рабочие параметры одноковшовых экскаваторов: прямая механическая лопата; прямая и обратная гидравлическая лопата; драглайн – приведены на рис. 3.9. Параметры некоторых марок выемочно-погрузочного оборудования (одноковшовых экскаваторов) приведены в табл. 3.3.

Параметры системы разработки определяются физико-механическими свойствами обрабатываемых пород, а также параметрами используемого выемочно-погрузочного оборудования. Основные параметры уступа, которые определяются физико-механическими свойствами пород: высота; угол откоса рабочий и устойчивый; рабочий угол откоса уступа, формируемого во взорванных породах; ширина призмы возможного обрушения.

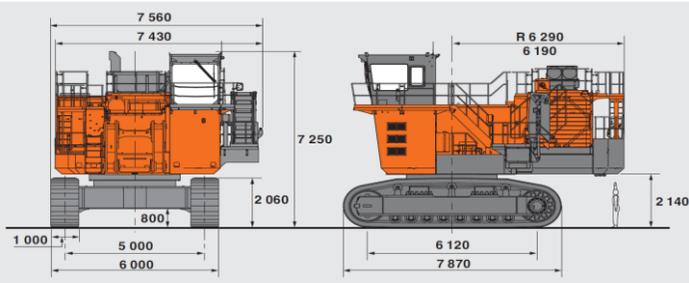
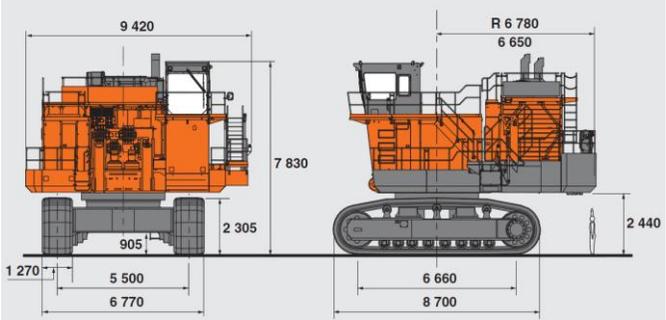
В зависимости от габаритов используемого оборудования и транспорта рассчитывают: ширину экскаваторной заходки (A); ширину поперечной заходки ($A_{п}$); ширину развала ($Ш_{р}$); ширину хода экскаватора ($Ш_{з.х}$); ширину полосы для дополнительного оборудования (Π); ширину земляного полотна ($Ш_{з.п}$); ширину проезжей части ($Ш_{пр.ч}$); минимальную ширину разворотной площадки; высоту породного вала ($H_{в}$); минимальную ширину рабочей площадки ($Ш_{мин.ш.р}$) и др. Параметры системы разработки при отработке уступа коренных пород приведены в табл. 3.4.

Таблица 3.3

Технические параметры выемочно-погрузочного оборудования

Наименование показателей	Наименование экскаваторов	
	Hitachi ZX850	Hitachi EX1200
Вместимость ковша, м ³	4,3	6,7
Наибольшая высота черпания, м	12,01	12,41
Наибольший радиус черпания, м	12,34	13,75
Радиус черпания на уровне стояния, м	12,02	13,36
Наибольшая глубина черпания, м	7,14	8,05
Наибольшая высота разгрузки, м	8,13	8,05
Преодолеваемый уклон, град (%)	35 (70)	35 (70)
Масса экскаватора, т	81,2	112,0
Удельное давление на грунт, кПа	122	143
Габаритные размеры, мм		
Общий вид		

Продолжение табл. 3.3

Наименование показателей	Наименование экскаваторов	
	Hitachi EX2500	Hitachi EX3600
Вместимость ковша, м ³	15,0	21,0
Наибольшая высота черпания, м	15,01	16,30
Наибольший радиус черпания, м	14,06	15,22
Минимальный радиус планировки на уровне стояния, м	7,98	8,87
Наибольшая глубина черпания, м	3,72	3,91
Наибольшая высота разгрузки, м	10,35	10,99
Преодолеваемый уклон, град (%)	30 (60)	30 (60)
Масса экскаватора, т	249,0	361,0
Удельное давление на грунт, кПа	181	189
Габаритные размеры, мм		
Общий вид		

Продолжение табл. 3.3

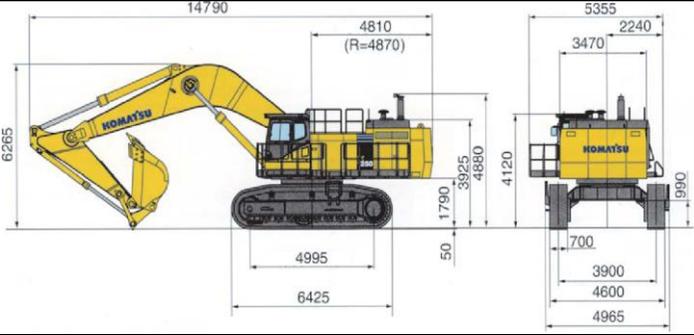
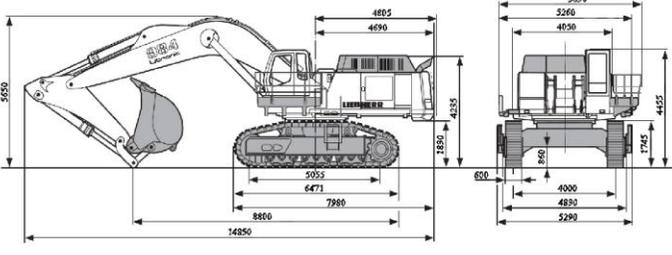
Наименование показателей	Наименование экскаваторов	
	Komatsu PC1250	Liebherr R984C
Вместимость ковша, м ³	6,7	6,7
Наибольшая высота черпания, м	13,00	14,00
Наибольший радиус черпания, м	14,07	–
Радиус черпания на уровне стояния, м	13,67	13,70
Наибольшая глубина черпания, м	7,90	7,95
Наибольшая высота разгрузки, м	8,45	9,20
Преодолеваемый уклон, град (%)	35 (70)	–
Масса экскаватора, т	109,5	118,6
Удельное давление на грунт, кПа	140	174,6
Габаритные размеры, мм		
Общий вид		

Таблица 3.4

Параметры системы разработки при отработке уступа коренных пород

Наименование показателей	Обозн.	Ед. изм.	Значение			
Марка экскаватора			Komatsu PC1250SP	Hitachi EX1200	Liebherr R984C	Hitachi EX2500
Емкость ковша		м ³	6,7	6,7	6,7	15
Высота уступа	h_y	м	15			
Высота нижнего подступа	$h_{п.у}$	м	5			
Максимальная высота развала	$h_{р.маx}$	м	8,6	8,6	8,6	8,6
Устойчивый угол откоса уступа	α_y	град	70	70	70	70
Рабочий угол откоса уступа	α_p	град	75	75	75	75
Ширина призмы возможного обрушения	$b_{п}$	м	1	1	1	1
Ширина экскаваторной заходки	A	м	20,1			
Ширина поперечной заходки	$A_{п}$	м	17,4	17	17,8	
Ширина развала	Π_p	м	66,5	66,5	66,5	66,5
Рабочий угол откоса уступа, формируемый во взорванных породах		град	75			
Радиус нижнего черпания	$R_{ч.н}$	м	11,2	10,7	11,3	
Радиус верхнего черпания	$R_{ч.в}$	м	14,1	13,7	14	13,4
Радиус черпания на уровне стояния	$R_{ч.у}$	м	–			
Максимальная высота с верхним черпанием	$h_{ч.в.маx}$	м	13	12,4	12,8	11,7
Максимальная высота с нижним черпанием	$h_{ч.н.маx}$	м	7,5	7,4	7,5	–
Радиус поворота задней части экскаватора	R_k	м	4,87	4,85	4,81	6,29
Радиус зоны действия ковша	$R_{з.д.к}$	м	14,07	13,75	14	14,06
Ширина полосы дополнительного оборудования	П	м	6			

Продолжение табл. 3.4

Наименование показателей	Обозн.	Ед. изм.	Значение						
			Komatsu PC1250SP		Hitachi EX1200		Liebherr R984C		Hitachi EX2500
Марка экскаватора			Komatsu PC1250SP		Hitachi EX1200		Liebherr R984C		Hitachi EX2500
Ширина призмы возможного обрушения в рабочей зоне экскав.	a	м	2		2		2,4		–
Ширина экскаваторного съезда	Π_c	м	6,6		6,6		6,8		–
Ширина хода экскаватора	$\Pi_{з.х.}$		35,2		35,5		34,8		44,3
Серия автосамосвала БелАЗ			7555В	7513В	7555В	7513В	7555В	7513В	7513В
Грузоподъемность автосамосвала		т	55	130	55	130	55	130	130
Объем кузова с «шапкой» 2:1		м ³	33,3	71,2	33,3	71,2	33,3	71,2	71,2
Длина автосамосвала	$L_{авт}$	м	8,89	11,5	8,89	11,5	8,89	11,5	11,5
Ширина автосамосвала	$B_{авт}$	м	4,74	6,4	4,74	6,4	4,74	6,4	6,4
Радиус поворота автосамосвала	R_p	м	9	13	9	13	9	13	13
Ширина земляного полотна	$\Pi_{з.п}$	м	19,5–22,5	23,0–28,0	19,5–22,5	23,0–28,0	19,5–22,5	23,0–28,0	23,0–28,0
Ширина проезжей части	$\Pi_{пр.ч}$	м	14,5–17,5	18,0–23,0	14,5–17,5	18,0–23,0	14,5–17,5	18,0–23,0	18,0–23,0
Ширина обочины	Π_o	м	2,5						
Минимальная ширина разворотной площадки		м	22,5	32,5	22,5	32,5	22,5	32,5	32,5
Высота породного вала	H_b	м	2,1						
Расстояние от нижней бровки породного вала до вертикальной оси, проведенной через его вершину	b_b	м	2,8						
Ширина рабочей площадки: – с тупиковым подъездом	$\Pi_{рп}$	м	79,1	79,1	79,1	79,1	79,1	79,1	79,1
– со сквозным проездом			99,6–102,6	103,1–107,1	99,6–102,6	103,1–107,1	99,6–102,6	103,1–107,1	106,2–111,2
Минимальная ширина рабочей площадки	$\Pi_{мин.рп}$	м	36,1	45,1	36,1	45,1	36,1	45,1	45,1

3.4. Нормирование и планирование эксплуатационных потерь

Одновременно с планом развития горных работ составляется план (норматив) эксплуатационных потерь на планируемый период. Расчет эксплуатационных потерь выполняет главный геолог совместно с главным маркшейдером разреза в соответствии с Инструкцией [14] и Указаниями [17].

Нормирование потерь

Эксплуатационными называются потери угля, обусловленные системой разработки, способом отработки запасов, применяемой техникой и технологией.

Различают потери:

- по площади – в целиках между заходками для предотвращения сползания отвалов в забой и для предохранения добываемого угля от засорения породами отвалов;
- по мощности – в пачках угля, теряемых в почве и кровле пласта при вскрытии пластов, селективной выемке и зачистке уступов от пород вскрыши.

Основными факторами, определяющими величину потерь при открытых работах, являются горно-геологические условия: угол падения пласта, мощность, строение (простое или сложное), тектоника, крепость угля и вмещающих пород.

Виды и места образования потерь угля в зависимости от угла падения пластов показаны на рис. 3.13–3.14.

Абсолютную величину потерь при нормировании их по видам в зависимости от горно-геологических условий принимают в соответствии с табл. 3.5.

При пологом падении в треугольниках для создания горизонтальной площадки под экскаватор эксплуатационные потери, %, могут быть определены по формуле

$$P_{\Delta} = B^2 \sin \delta 100 / (2mA), \quad (3.17)$$

где B – ширина горизонтальной площадки под экскаватор, м; δ – угол падения пласта, град; m – мощность пласта, м; A – ширина заходки экскаватора, м.

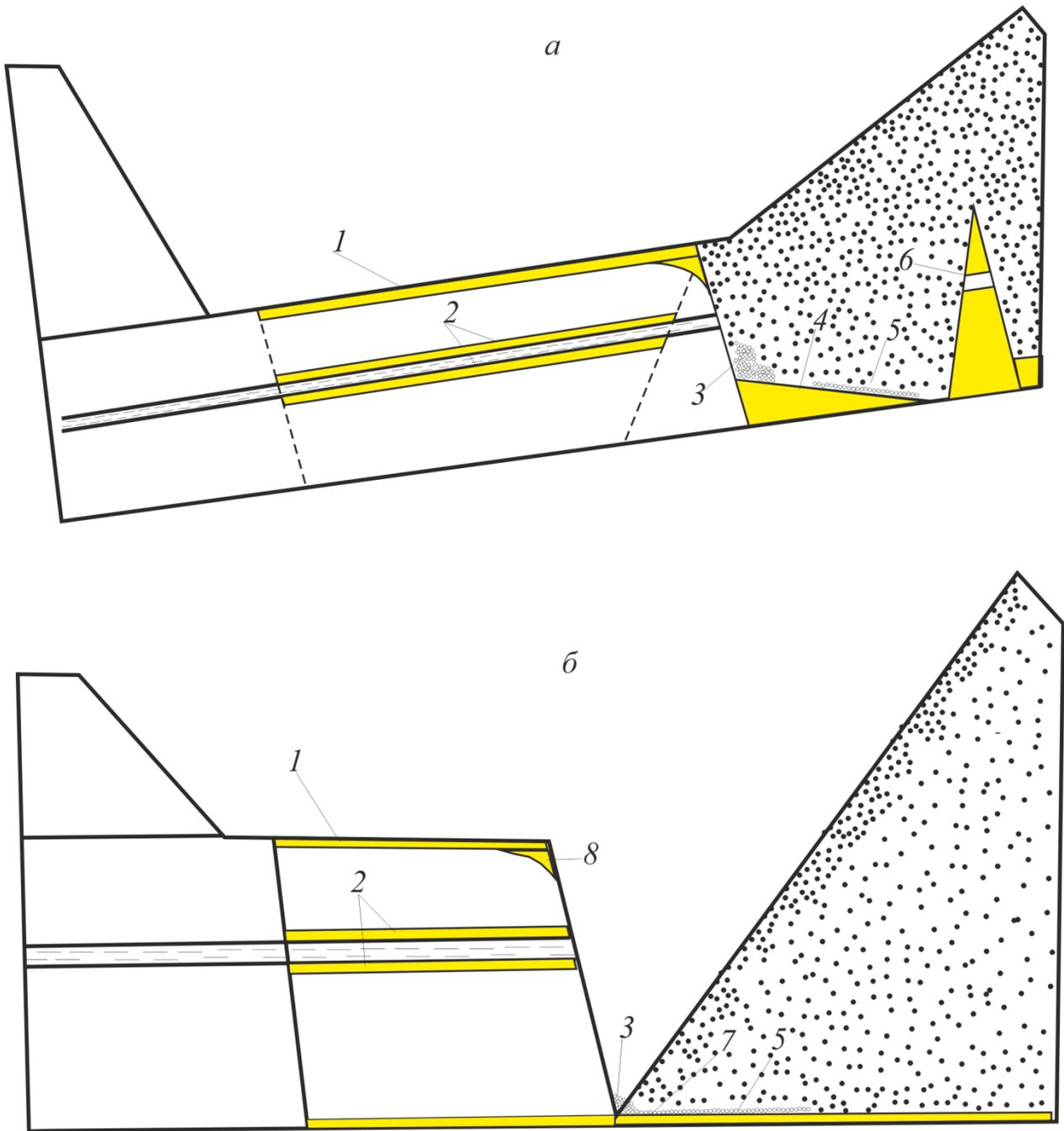


Рис. 3.13. Потери при бестранспортной системе:

a – при работе по схеме с подвалкой угольного пласта; *б* – при работе по схеме с очисткой откоса угольного пласта; 1 – в кровле при вскрыше и зачистке; 2 – при селективной выемке; 3 – в осыпях; 4 – в почве в треугольнике (пачке); 5 – при погрузке и транспортировке; 6 – в целиках между заходками; 7 – в почве; 8 – в откосе борта при его очистке

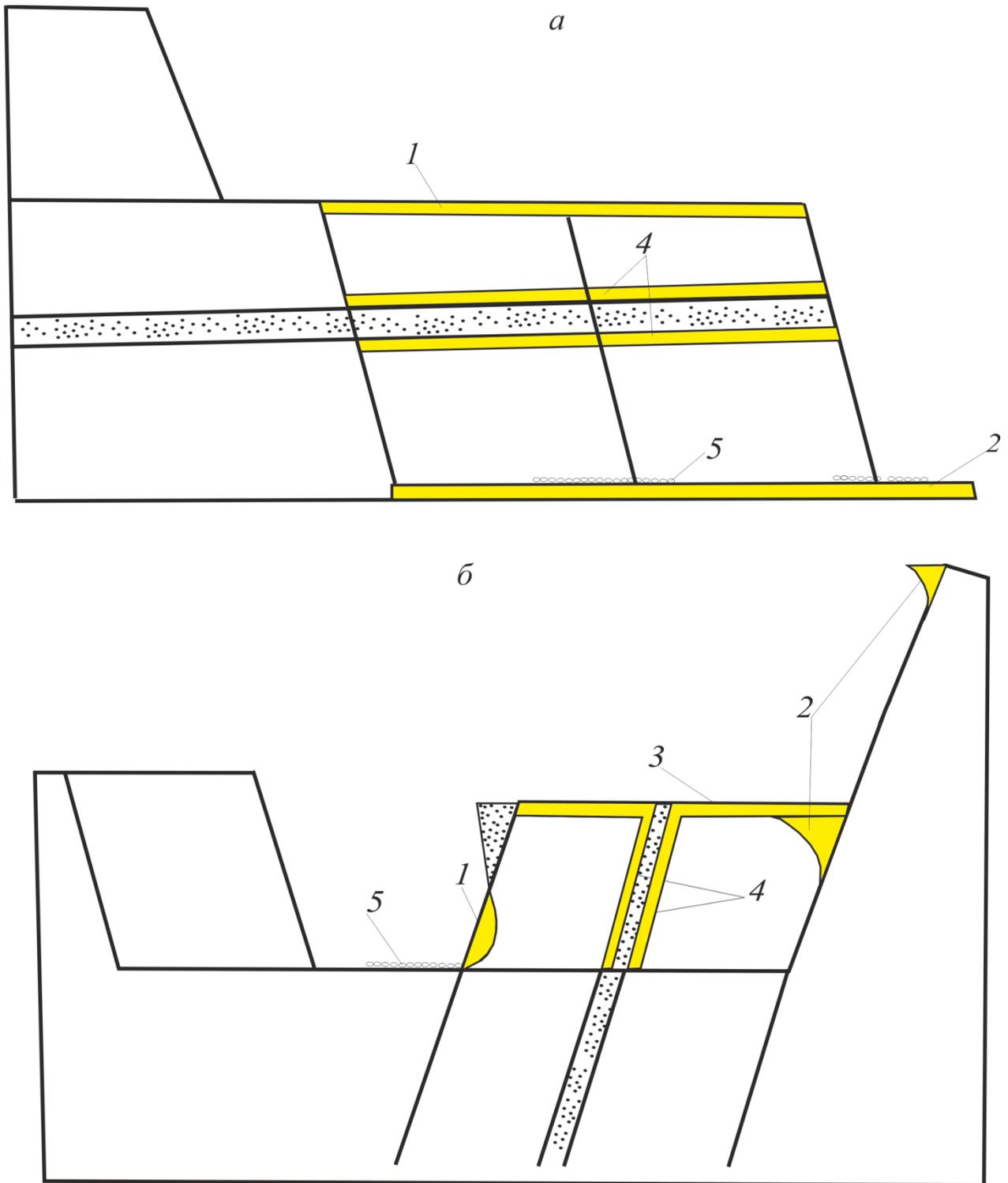


Рис. 3.14. Потери при транспортной системе:

a – при горизонтальном и пологом залегании; *б* – при наклонном и круто-наклонном залегании; 1 – в кровле при вскрыше; 2 – в почве при выемке угля; 3 – при зачистке; 4 – при селективной выемке; 5 – при погрузке и транспортировке

**Нормативы потерь по видам
для различных геологических условий**

Виды потерь	Ед. измерения	Падение пласта		
		пологое, 6–15°	наклонное, 15–30°	крутое, > 30°
В кровле пласта при зачистке мехлопаты и бульдозером	м	0,13	0,15	0,20 ²
В кровле пласта при зачистке шагающим экскаватором	м	0,40	0,40	0,40
В почве пласта при применении мехлопаты и бульдозера		0,10	0,10	0,10
В почве пласта при применении шагающего экскаватора	м	0,40	0,40	0,40
В треугольниках для создания горизонтальной площадки под экскаватор	м	основание 6,0 высота до 1,6	–	–
В целиках между заходками	м	по расчету	–	–
В треугольниках в верхней части уступа при взрывании вмещающих пород	м	основание 4,0 высота до 1,5	–	–
В треугольниках в почве пласта у борта уступа из-за непрочерпывания угля	м	основание 6,0 высота до 1,0	–	–
Потери угля при оконтуривании	м	0,10	–	–
Потери при отработке почвы пласта при несогласном залегании	т/м	по расчету	–	–
При буровзрывных работах	%	0,15	0,15	0,15
При погрузке и транспортировке:				
– железнодорожным транспортом	%	0,20	0,20	0,20
– автомобильным транспортом на расстоянии:				
до 0,5 км	%	0,40	0,40	0,40
свыше 0,5 км	%	0,60	0,60	0,60

² При несовпадении угла падения пласта и угла откоса уступа определяется расчетом.

Нормативы потерь угля в почве пласта от недобора треугольников в почве и кровле уступа, связанных с траекторией движения ковша экскаватора на наклонном падении приведены в табл. 3.6.

Таблица 3.6

Нормативы потерь в треугольниках при наклонном падении

Мощность пласта, м	Нормативы потерь угля (%) при углах падения пласта			
	16°	20°	25°	30°
1	12,0	11,4	8,2	9,6
2	6,0	5,7	4,1	5,0
5	2,4	2,3	1,7	1,6
10	1,1	1,0	0,9	0,8
15	0,8	0,7	0,6	0,5

Нормирование потерь в целиках между заходками (пологое падение)

Нормативы потерь в целиках между заходками при бестранспортной системе разработки на пластах пологого падения определяют технико-экономическим расчетом. Он заключается в сравнении затрат на переэкскавацию породы для зачистки намечаемого к отработке целика угля с ущербом от потерь угля в целике, если его не зачищать и не отрабатывать. Условие целесообразности нормирования целика в потери можно записать в таком виде:

$$(Z - S)Q \leq V_1 S_1, \quad (3.18)$$

где Z – замыкающие затраты на добычу 1 т угля, р.; S – себестоимость добычи 1 т угля, р.; Q – количество угля в целике между заходками на 1 м фронта работ, т; V_1 – объем переэкскавации породы на 1 м фронта работ для зачистки угля в оцениваемом целике, м³; S_1 – себестоимость переэкскавации 1 м³ породы, р.

Методика расчета целесообразности нормирования целика в потери приведена в Указаниях [17]. На основании технико-экономических расчетов при бестранспортной системе разработки принимается частичная отработка целика.

Эксплуатационные потери в целиках между заходками определяют по формуле

$$\Pi_{ц} = h_n^2 \frac{100}{m \operatorname{Atg} \alpha'_n}, \quad (3.19)$$

h_n – высота подвалки у борта, т. е. мощность оставляемой в целике пачки угольного пласта, м; m – полная мощность пласта, м; A – ширина экскаваторной заходки, м; α_n – рабочий угол откоса угольного уступа, град.

Схемы расчета потерь угля при бестранспортной системе разработки приведены на рис. 3.15.

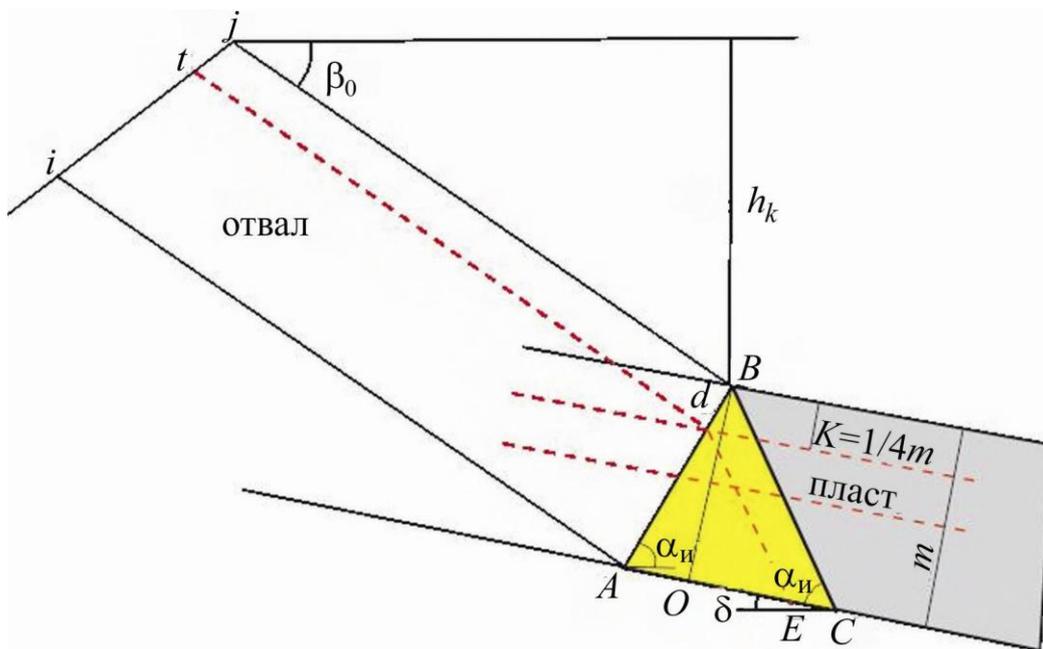


Рис. 3.15. Нормирование потерь в целиках между заходками при бестранспортной системе разработки:

ABC – контур потерь в треугольнике, оставляемом на полную мощность пласта; $AijB$ – контур породы, подлежащей переэкскавации при работе без оставления целика между заходками; $EdBC$ – контур запасов угля в части треугольника при подработке целика на 1/4 часть мощности пласта; $Bdtj$ – контур породы, подлежащей переэкскавации при частичной отработке целика (на 1/4 часть мощности пласта); h_k – разность высотных отметок поверхности отвала породы и верхней бровки угольного уступа; β_0 – угол откоса отвала; α_n – угол откоса угольного уступа; δ – угол падения пласта; m – нормальная мощность пласта

Нормирование потерь угля в почве и кровле пласта на наклонном и крутом падении при несовпадении углов падения пласта и откоса уступа

В этом случае потери угля нормируются в зависимости от его допустимого засорения породами почвы и кровли. Возможные случаи отработки показаны на рис. 3.16.

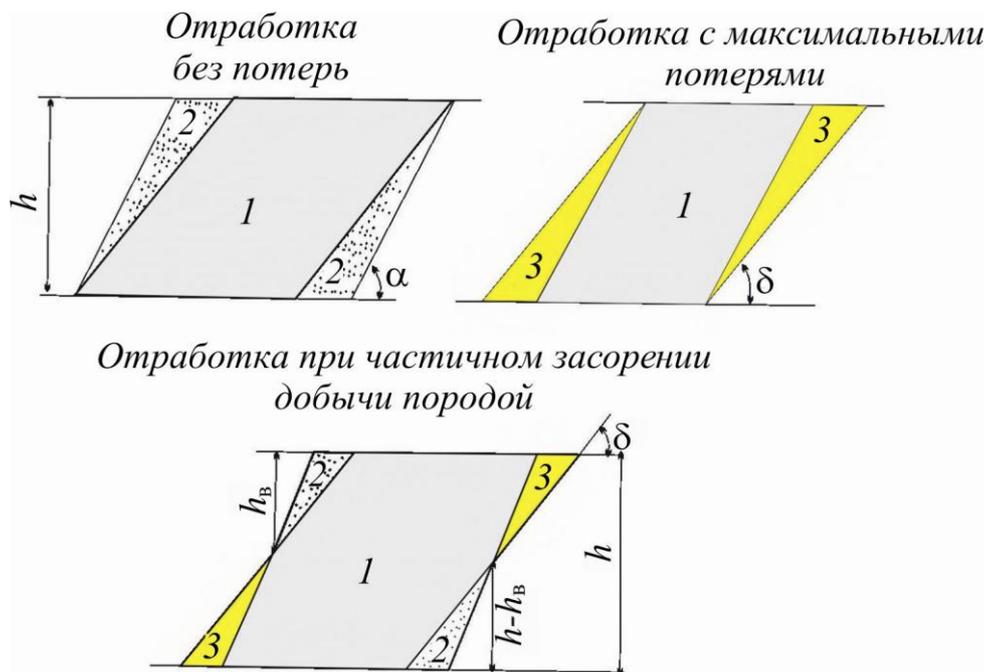


Рис. 3.16. Нормирование потерь угля

на наклонном и крутом падении при несовпадении углов падения пласта и откосов уступа:

α – угол откоса уступа; δ – угол падения пласта; 1 – угольный пласт; 2 – порода, засоряющая добытый уголь; 3 – потери угля

Оптимальный вариант мощности оставляемой в целике пачки угольного пласта может быть выбран на основании расчетов.

На разрезах Кузбасса с целью уменьшения потерь уступ при отработке пласта делится на 2-3 подустапа, по высоте которых могут быть приняты значения высоты треугольника теряемого угля и примешиваемых вмещающих пород.

Потери в кровле и почве пласта рассчитываются по формуле

$$\Pi'_{\Delta} = h_{\Delta}^2 \sin W \frac{100}{mh_y \sin \alpha}, \quad (3.20)$$

где h_{Δ}^2 – высота треугольника теряемого угля; W – угол, который при $\alpha > \delta$ равен $\alpha - \delta$, а при $\delta > \alpha$ равен $\delta - \alpha$, град.

Нормирование потерь угля при отработке пласта со стороны лежачего бока

На разрезах центральной части Кузбасса в условиях крутого падения пластов угля и складчатой формы залегания иногда применяют технологию отработки пласта со стороны лежачего бока (рис. 3.17).

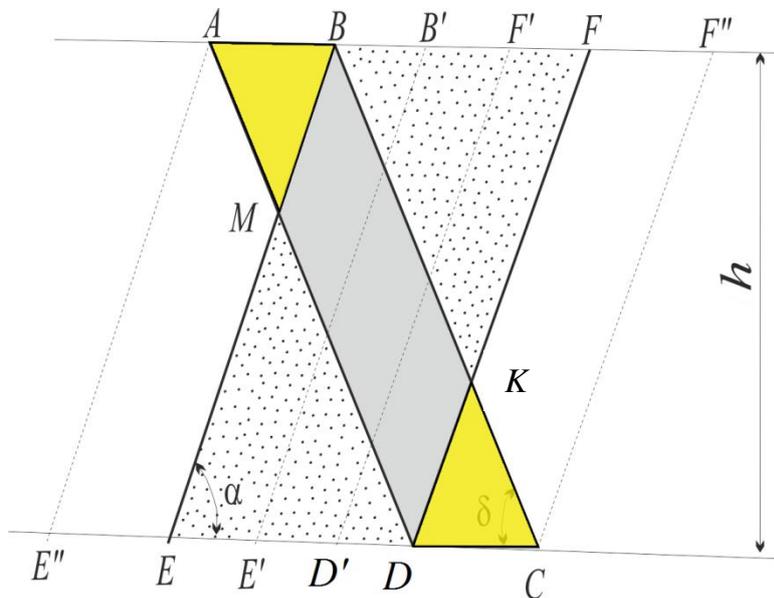


Рис. 3.17. Отработка пласта со стороны лежачего бока: ABM , DKC – треугольники теряемого угля; EMD , BKF – треугольники при-мешиваемых боковых пород; $B'E'$, $F'D'$ – положение откоса с уменьшением ширины заходки; AE'' , CF'' – положение откоса с увеличением ширины заходки

Возможность отработки таких пластов определяют по предельно допустимому для обогатительной техники коэффициенту засорения K_3 . Если величина K_3 меньше или равна предельной, то рассчитывают нормативные потери угля в кровле и почве пласта.

Количество теряемого угля на 1 м фронта работ вычисляют по формуле

$$\Pi_y = m\gamma \left[\frac{h}{\sin \delta} - \left(\frac{h}{\tan \delta} + \frac{h}{\tan \alpha} - \frac{h}{\sin \delta} \right) \frac{\sin \alpha}{\sin(\alpha + \delta)} \right]. \quad (3.21)$$

В процентном отношении

$$P'_y = \frac{P_y 100}{(D + P_y)}, \quad (3.22)$$

где D – фактическая добыча по разрезу, т.

Планирование потерь

Плановые эксплуатационные потери угля разрабатывают маркшейдерско-геологической службой разреза на основании годовых и перспективных планов развития горных работ и нормативов потерь по планируемым выемочным единицам, утверждаются ежегодно совместным протоколом вышестоящей организации и территориальным управлением Ростехнадзора.

Потери планируют в тоннах и процентах к погашенным запасам в следующем порядке.

1. Рассчитывают плановые потери в тоннах по каждой выемочной единице, которые зависят от планируемого объема работ в соответствии с нормативами (см. табл. 3.5) по следующим видам:

- в кровле и почве пласта;
- на верхней площадке угольного уступа;
- в треугольниках для создания горизонтальной площадки под экскаватор;
- в целиках между заходками при бестранспортной системе разработки на пологих пластах.

2. Вычисляют суммарные потери в процентах при буровзрывных работах, при погрузке и транспортировке угля (в соответствии с табл. 3.5), в почве пласта от недобора треугольников в верхней и нижней частях уступа, связанных с траекторией движения ковша экскаватора на наклонном падении (в соответствии с табл. 3.6).

3. Рассчитывают суммарные потери P_T в тоннах: при буровзрывных работах, при погрузке и транспортировке угля, в почве пласта от недобора треугольников (в верхней и нижней частях уступа), связанных с траекторией движения ковша экскаватора, по формуле

$$P_T = P'_T (D_T + P_э) / (100 - P'_T), \quad (3.23)$$

где Π'_T – нормативные потери при взрывных работах, погрузке, транспортировке и в треугольниках (в верхней и нижней частях уступа), связанные с траекторией движения ковша экскаватора, %; D_T – добыча товарного угля по плану, т; Π_Σ – суммарные плановые потери по отдельным элементам (в соответствии с п. 1), т.

4. Вычисляют плановые потери (Π_Π) в тоннах в целом по выемочной единице как сумму потерь, полученную в соответствии с п. 1 и п. 3:

$$\Pi_\Pi = \Pi_T + \Pi_\Sigma. \quad (3.24)$$

Плановые потери (Π'_T) в процентах по выемочной единице вычисляют по формуле

$$\Pi'_T = \Pi_\Pi 100 (D_T + \Pi_\Pi). \quad (3.25)$$

5. Плановые потери в тоннах в целом по разрезу получают суммированием плановых потерь по всем выемочным единицам. Плановые потери в процентах вычисляют по формуле

$$\Pi'_p = \frac{\Pi_{гр} 100}{D_{тр} + \Pi_{гр}}, \quad (3.26)$$

где $\Pi_{гр}$, $D_{тр}$ – плановые потери и добыча по разрезу, т.

Расчет эксплуатационных потерь по приведенной выше методике сводят в специальную таблицу, например табл. 3.7.

Сведения о плановых потерях по разрезу приводят также в табличной форме, например табл. 3.8.

3.5. Расчет плановых показателей по добыче и вскрыше

Прежде чем приступить к планированию объемов добычи и вскрыши, необходимо разобраться в технологической схеме выемочно-погрузочных работ, т. е. определить число экскаваторов на участке, их расстановку по уступам, направление движения, выполняемые операции (разработка вскрыши, переэкскавация, зачистка пласта, уборка недовскрыши, переэкскавация по разбортовке для

подготовки к отработке угольного уступа, добычные работы и т. д.).

В соответствии с рекомендациями подразделов 3.1–3.4 следует рассчитать исходные данные для планирования, сравнить их с параметрами, принятыми на предприятии, проанализировать причины несовпадения расчетных и фактических данных.

Для составления календарного плана развития горных работ принимают **только фактические параметры**.

Как уже отмечалось в подразделе 3.1, основным показателем, относительно которого планируются все остальные работы, является план-задание по добыче либо плановая нагрузка на экскаватор. В зависимости от основного показателя выбирается метод по распределению объемов добычи и вскрыши на планируемый год.

Метод первый. В качестве основного показателя принимается *плановая нагрузка* на экскаватор. Метод применяется, как правило, при бестранспортной системе разработки при пологом и горизонтальном падении пластов. Согласно технологической схеме, вскрышные породы после предварительного рыхления вынимаются экскаватором и складированы в выработанное пространство. В этом случае необходимо использовать на полную мощность экскаваторы и в зависимости от их производительности определять количество готовых к выемке запасов в течение календарного срока.

При бестранспортной системе разработки основным параметром является высота вскрышного уступа, которая зависит от приемной способности отвала и ширины заходки.

При простой бестранспортной системе разработки с укладкой породы в отвал вскрышным экскаватором предельная высота вскрышного уступа определяется возможной емкостью отвала на одну заходку. Все расчеты производятся по площадям поперечного сечения заходки и отвала.

При усложненной бестранспортной системе разработки часть разрабатываемой вскрыши подлежит переэкскавации драглайном. В этом случае помимо определения высоты вскрышного уступа необходимо установить значение коэффициента переэкскавации.

После установления параметров системы разработки приступают к построению профилей для определения горных работ на планируемый период и для пополнения планов горных работ.

Таблица 3.7

Расчет эксплуатационных потерь

Наименование пласта	Мощность, структура пласта, м	Угол падения пласта, град	Угол уступа по углю, град	Ширина заходки, м	Ширина горизонтальной площадки, м	Толщина срезаемого слоя в кровле, м	Толщина срезаемого слоя в почве, м	Высота подвалки у борта, м	Эксплуатационные потери, %				
									в кровле	в почве	в треугольниках	в щелях между заходками	всего
	<i>m</i>	δ	α_n	A	B	h_k	h_n	h_b					
Шурфовой	2,80 (40) 1,70	7	70	30	6	0,15	0,10	1,40	7,7	5,1	0,9	0,6	14,3
Сычевский-1	4,65	20	70	30	6	0,15	0,10	1,40	3,2	2,2	1,0	0,4	6,8

Таблица 3.8

Плановые потери угля по разрезу

Выемочная единица	Горизонт пласта	Система разработки	Уровень потерь в прошлом году, %	Текущий год (ожидаемое)				Планируемый год					
				добыча, тыс. т	потери		добыча, тыс. т	потери					
					всего			эксплуатационные					
					тыс. т	%		тыс. т	%	тыс. т	%		
Участок № 2	Шурфовой	селект.	12,2	102,0	51,7	50,7	16,7	14,3	115	49,2	30,0	19,2	14,3
	Сычевский-1	вал.	7,0	305,0	21,2	6,5	21,2	6,5	152	11,1	6,8	11,1	6,8

Оформление графических материалов выполняют в следующем порядке.

Планирование вскрыши

На профилях горных работ строят вскрышные заходки: в сторону неотработанного массива от верхней бровки вскрышного уступа откладывают ширину экскаваторной заходки A_{Π} , под углом α_B строят контур планируемой отработки вскрыши. Определяют объем породы V'_B , приходящийся на 1 м длины вскрышной заходки, по формуле

$$V'_B = A_{\Pi} + h_y. \quad (3.27)$$

В соответствии с технологической схемой выемочно-погрузочных работ наносят ось 1-го хода экскаватора О.х.1. На расстоянии равном радиусу разгрузки экскаватора R_p от оси хода в сторону массива проводят ось разгрузки О.р.1 (рис. 3.18).

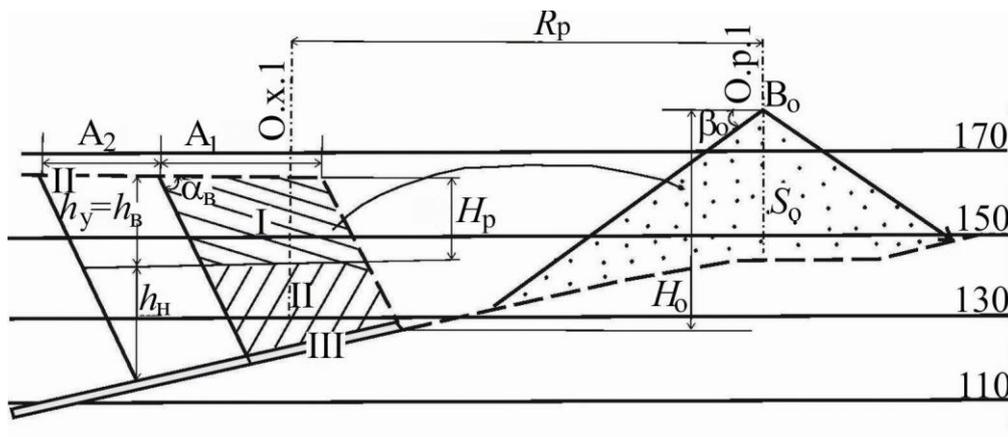


Рис. 3.18. Построение проектных контуров на профиле при планировании вскрыши (бестранспортная система отработки)

По каждому профилю проверяют емкость отвала, для чего по оси разгрузки строят высоту отвала H_0 и получают вершину отвала B_0 . Вершина отвала может быть построена и по высоте разгрузки экскаватора. От точки B_0 под углом откоса отвала β_0 строят контур отвала. Определяют емкость отвала на 1 м фронта S_0 , проверяют соотношение

$$A_{\Pi} h_{\text{y}} k_{\text{p}} \leq S_{\text{o}}, \quad (3.28)$$

где k_{p} – коэффициент разрыхления пород в отвале, устанавливается экспериментальным путем для конкретных пород.

При соблюдении неравенства (3.28) говорят о достаточной емкости отвала для размещения пород вскрыши. При усложненной бестранспортной системе разработки, т. е. при несоблюдении неравенства (3.28), определяют объем переэкскавации, приводя его к объему в целике по формуле

$$V_{\Pi} = \frac{S'_{\text{o}} L_{\text{o}}}{k_{\text{p}}}, \quad (3.29)$$

где S'_{o} – площадь поперечного сечения породы, подлежащей переэкскавации, m^2 ; L_{o} – длина фронта отвальной породы, подлежащей переэкскавации, м.

Например, для отвальных пород на разрезах Кузбасса установлены следующие значения коэффициента разрыхления: глина – 1,10; слабые коренные породы – 1,15; коренные породы – 1,30.

Аналогично изложенной методике определяют положение оси 2-го и всех последующих ходов экскаватора, пока не будут набраны объемы в соответствии с плановой нагрузкой V_{Γ} .

Помимо объемов вскрыши и переэкскавации в плановую нагрузку для драглайна включаются следующие виды работ: строительство зумпфа для гидромеханизации, разгрузка отвалов, подготовка (зачистка) угольного пласта, уборка недовскрыши, переэкскавация по разбортовке для подготовки к отработке угольного уступа и другие работы. При отработке вскрыши несколькими экскаваторами, расположенными на двух или трех уступах, планирование начинают с верхнего (первого) уступа. Минимальное отставание второго уступа от первого определяется в соответствии с Правилами безопасности [12], оно должно быть не меньше полуторной суммы максимальных радиусов черпания экскаваторов. После того как по профилям набрана плановая нагрузка V_{Γ} для каждого экскаватора, определяют величину подвигания экскаватора вдоль фронта работ ($I_{\text{пл}}$) по формуле

$$I_{\text{ПЛ}} = \frac{V_{i_{\text{ПЛ}}}}{V'_{\text{В}}}, \quad (3.30)$$

где $V_{i_{\text{ПЛ}}}$ – плановый объем вскрыши за определенный календарный срок, м³.

Величину подвигания за январь $I_{\text{Я}}$ откладывают на плане от контура ожидаемого положения горных работ на конец текущего года, затем откладывают величину подвигания за февраль $I_{\text{Ф}}$ и за март $I_{\text{М}}$.

Построив первую заходку A_1 , откладывают вторую A_2 и показывают подвигание по кварталам I_{II} , I_{III} . На рис. 3.19 показано планирование только по верхнему подступу. В феврале и во II квартале года предусмотрена переэкскавация пород, поэтому величина подвигания за эти календарные сроки намного меньше, чем за январь.

Переэкскавация на плане не изображается, объемы по переэкскавации отражаются только в таблице подсчета объема горной массы.

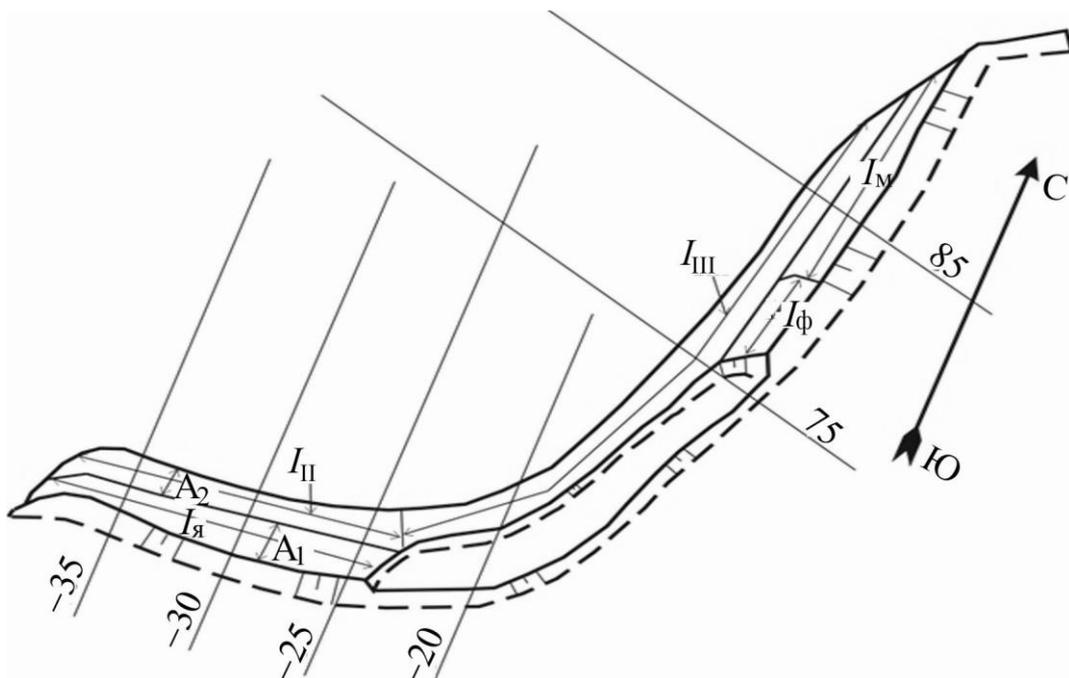


Рис. 3.19. Построение проектных контуров на плане при планировании вскрыши (бестранспортная система отработки)

Планирование добычи

Построив календарный план развития вскрышных работ, приступают к определению объемов добычи.

По профилям устанавливают наличие готовых к выемке запасов $Z_{Г.В}$, построение контура готовых к выемке запасов выполняют в соответствии с рекомендациями подраздела 3.1 (Приложение 1).

От профиля, на котором имеются готовые к выемке запасы, начинают планировать добычные работы. Отстраивают ширину добычной заходки A_y . Определяют возможную добычу D_M и выход D'_M полезного ископаемого с 1 м фронта уступа по формулам

$$D_M = A_y m \gamma; \quad (3.31)$$

$$D'_M = D_M - \frac{\Pi'_п D_M}{100}, \quad (3.32)$$

где A_y – ширина добычной заходки, м; m – мощность угольного пласта, м; γ – объемная масса полезного ископаемого, т/м³; $\Pi'_п$ – плановые эксплуатационные потери по пласту, %.

Определяют подвигание угольного уступа за календарный срок по формуле

$$L_{пл} = \frac{D_{i_{пл}}}{D_M}, \quad (3.33)$$

где $D_{i_{пл}}$ – плановая добыча за календарный срок, зависит от наличия готовых к выемке запасов $Z'_{Г.В}$ и не должна быть больше плановой производительности экскаватора $\Pi_{эк}$, т. е. должны выполняться следующие соотношения:

$$D_{i_{пл}} < Z'_{Г.В}; \quad (3.34а)$$

$$D_{i_{пл}} < \Pi'_{эк} \gamma. \quad (3.34б)$$

Запасы, готовые к выемке, определяют по плану и профилям

после составления календарного плана развития вскрышных работ. Производительность экскаватора за календарный срок определяют по формуле

$$\Pi'_{\text{ЭК}} = \Pi'_{\text{ЭК.СУТ}} T_{i\text{ЭК}}, \quad (3.35)$$

где $\Pi'_{\text{ЭК.СУТ}}$ – суточный норматив производительности экскаватора, м³/сут; $T_{i\text{ЭК}}$ – число дней работы экскаватора в плановом периоде.

Наносят на план горных работ подвигание угольного забоя за календарный срок, т. е. $L_{\text{Я}}$ – за январь, $L_{\text{Ф}}$ – за февраль и т. д. Методика построения плана добычных работ аналогична приведенной выше методике построения плана вскрышных работ. Планируя подвигание угольного забоя за календарный срок, необходимо следить за величиной минимального отставания угольного забоя от вскрышного, которое в соответствии с Правилами безопасности [12] не должно быть меньше полуторной суммы максимальных радиусов вскрышного и добычного экскаваторов с учетом величины заброса ковша драглайна.

В случае необходимости работы на более близком расстоянии должен быть составлен специальный паспорт безопасного производства работ, утвержденный главным инженером предприятия [12].

Метод второй. В качестве основного показателя принимается *план по добыче* полезного ископаемого (транспортная система разработки). Метод этот применяется практически на всех разрезах. План добычи принимается горным предприятием в зависимости от объема договоров, заключенных с потребителями. При этом проверяется возможность выполнения плана добычи полезного ископаемого по трем факторам:

- по провозной способности транспорта,
- по эксплуатационной производительности экскаваторов в карьере,
- по приемной способности отвалов.

Рассмотрим влияние этих факторов на план по добыче угля. Обозначим план по добыче товарной продукции $D_{\text{Т}}$, в пересчете на балансовые запасы по формуле (3.2) годовой план добычи – $D_{\text{б}}$.

Объем вскрыши для обеспечения плана добычи определяют по формуле

$$V_{\Gamma} = D_{\delta} k_{\varepsilon}, \quad (3.36)$$

где k_{ε} – эксплуатационный коэффициент вскрыши по разрезу, м³/т.

Общий объем по горной массе определяют по формуле

$$V_{\Gamma M} = V_{\Gamma} + \left(\frac{D_{\delta}}{\gamma} \right), \quad (3.37)$$

где γ – объемная масса полезного ископаемого, т/м³.

Общий объем по горной массе $V_{\Gamma M}$ не должен превышать провозной способности применяемого на карьере транспорта. Провозная способность карьерного транспорта может быть принята по данным предприятия за текущий год либо рассчитана по учебнику П. И. Томакова [21].

Проверку возможности выполнения плана годовой и среднесуточной добычи с использованием имеющегося выемочно-погрузочного оборудования выполняют по приведенной ниже методике.

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

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

$$V_{\Gamma M}^i = \Pi'_{\text{ЭК.СУТ}} T_{i\text{ЭК}}, \quad (3.38)$$

где $V_{\Gamma M}^i$ – квартальный объем выемки горной массы одним экскаватором, т·м³; $\Pi'_{\text{ЭК.СУТ}}$ – суточная производительность экскаватора, т·м³/сут; $T_{i\text{ЭК}}$ – число суток работы экскаватора в течение календарного срока (квартала).

3. Определяют возможный объем выемки по горной массе каждым экскаватором за год как сумму квартальных объемов по формуле

$$V_{\text{ЭК.Г}} = \sum V_{\text{ГМ}}^i \quad (3.39)$$

4. Среднесуточная производительность одного экскаватора за год составит

$$\Pi_{\text{ЭК.СР}} = \frac{V_{\text{ЭК.Г}}}{T_{\text{ЭК.Г}}} \quad (3.40)$$

5. Среднесуточная производительность разреза в течение года определится по формуле

$$\Pi_{\text{Р.СР}} = \frac{V_{\text{ЭК.Г}}}{T_{\text{Р.Г}}}, \quad (3.41)$$

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

Просуммировав данные по объемам горной массы всех экскаваторов по кварталам и за год, получают квартальные и годовые объемы горной массы по разрезу.

Если возможные объемы по выемке горной массы, полученные расчетом, равны плановому заданию или больше него, то переходят к составлению плана развития добычных работ, в противном случае изыскивают пути повышения добычи до уровня, предусмотренного планом, либо утверждают плановое задание в объеме возможной добычи по производительности выемочно-погрузочного оборудования.

Независимо от способа отвалообразования необходимо проверить соответствие приемной способности отвалов тому объему вскрыши, который планируется разместить на отвалах. При экскаваторном или бульдозерном отвалообразовании и использовании железнодорожного транспорта приемная способность отвала характеризуется приемной способностью отвальных тупиков и производительностью работающих на отвале экскаваторов и бульдозеров.

При планировании приемную способность отвалов принимают по текущему году, если не предполагаются какие-либо изменения. Расчет приемной способности отвалов может быть выполнен также по учебнику П. И. Томакова [21].

После анализа приведенных выше факторов утверждается

план по добыче для всего разреза, затем он распределяется по участкам исходя из конкретных условий: наличия готовых к выемке запасов, механизации, пропускной способности транспорта, положения горных работ. Утвержденный план по добыче для конкретного участка распределяется по календарным срокам. Начинают набирать объемы от профиля, на котором имеются готовые к выемке запасы, подготовлены подъездные пути (при железнодорожном транспорте).

Составление календарного плана при пологом падении пластов

На всех профилях отстраивают ширину A_1 добычной заходки (рис. 3.20) и переносят ее на план (рис. 3.21). Производят подсчет добычи способом вертикальных сечений с одной заходки, если объем добычи недостаточен, отстраивают вторую A_2 , третью и т. д., пока не будет набрана добыча в пересчете на балансовые запасы D_6 . Отдельно показывают подготовленные запасы (рис. 3.22).

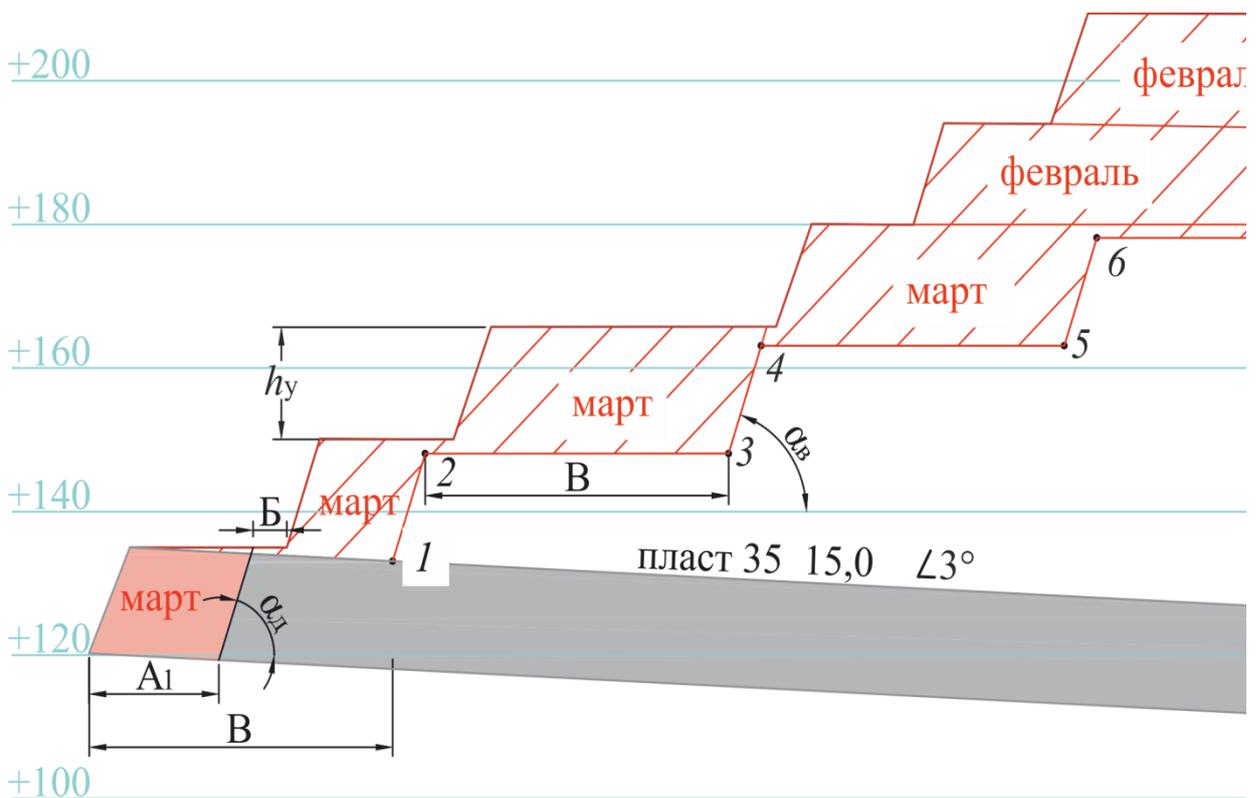


Рис. 3.20. Профиль горных выработок (пологое падение):
 A_1 – ширина добычной заходки; B – ширина рабочей площадки

Определяют выход полезного ископаемого с 1 м фронта уступа по формуле (3.32). Определяют подвигание забоя за отдельный календарный срок L_i по формуле (3.33) и составляют календарный план развития добычных работ (см. рис. 3.21).

Отстраивают контур вскрышных уступов (см. рис. 3.20):

- от контура горных работ на начало планового периода откладывают ширину рабочей площадки (В) в сторону массива (точка 1);

- от верхней площадки угольного уступа откладывают высоту вскрышного уступа h_y и под углом откоса вскрышного уступа α_B проводят линию 1–2, которая обозначает контур вскрышной заходки по нижнему уступу;

- от точки 2 откладывают ширину рабочей площадки В, получают точку 3 и т. д., продолжают построение контура до верхнего вскрышного уступа; при построении необходимо выдерживать следующие параметры: высоту вскрышного уступа; ширину рабочей площадки; углы откоса уступов α_B и борта α .

Способом вертикальных сечений определяют объем вскрыши для обеспечения плана добычи.

Определяют общий объем по горной массе по формуле (3.37) и сравнивают его с провозной способностью транспорта и производительностью выемочно-погрузочного оборудования, имеющегося на участке.

Если общий объем по горной массе больше провозной способности транспорта либо производительности экскаватора, рассматривают возможные варианты: не развивать вскрышу на верхнем уступе; отрабатывать вскрышу сдвоенными или строенными уступами; перегнать дополнительное оборудование и транспорт с другого участка, уменьшить объем добычи.

Распределяют общий объем вскрыши по выемочным единицам (экскаваторам) в зависимости от их производительности, а затем по кварталам в соответствии с графиком технического обслуживания, ремонта и наладки горного оборудования.

Положение вскрышных заходов на плане по кварталам определяют так же, как при бестранспортной системе разработки (см. рис. 3.21).

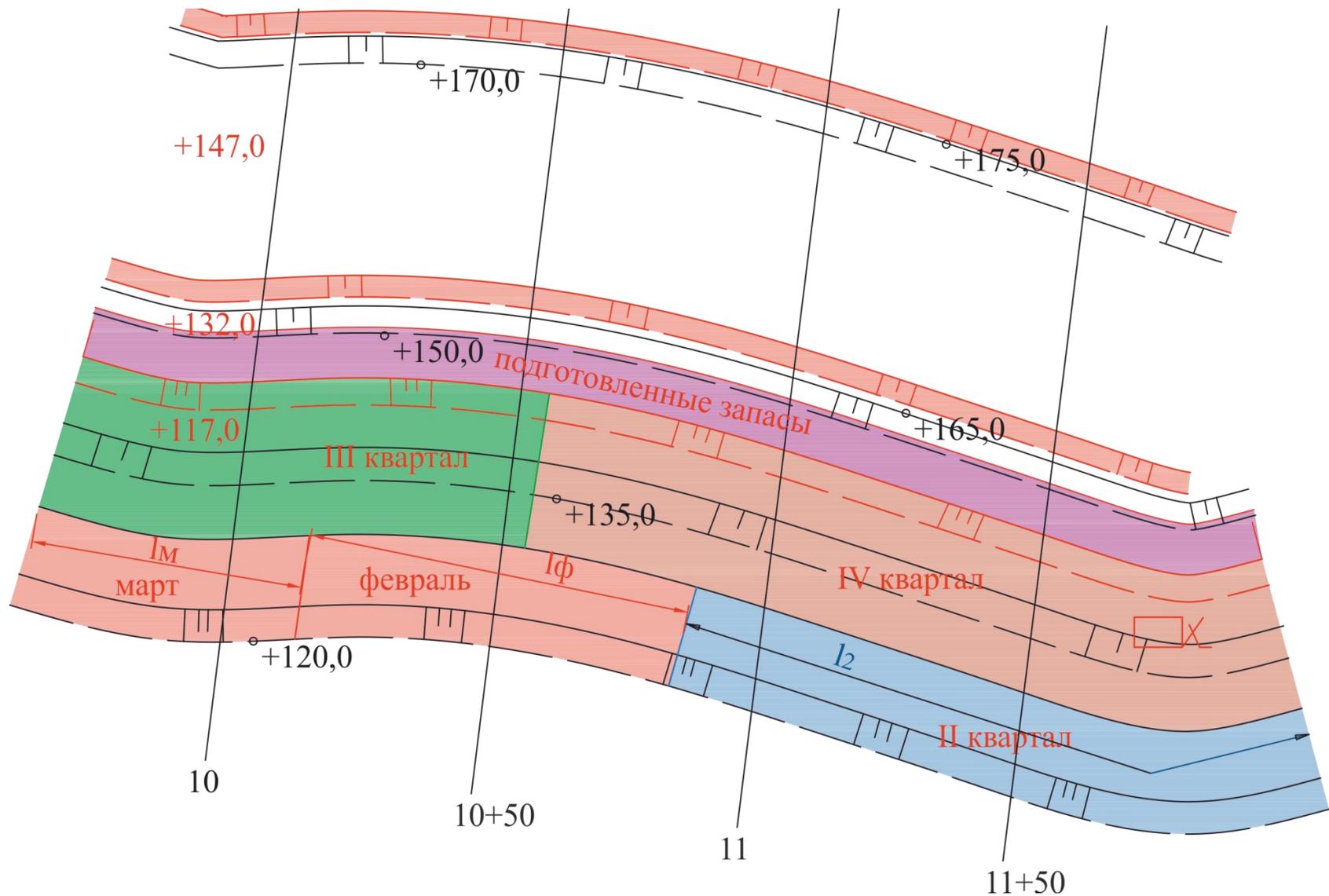


Рис. 3.21. Фрагмент плана развития горных работ (пологое падение)

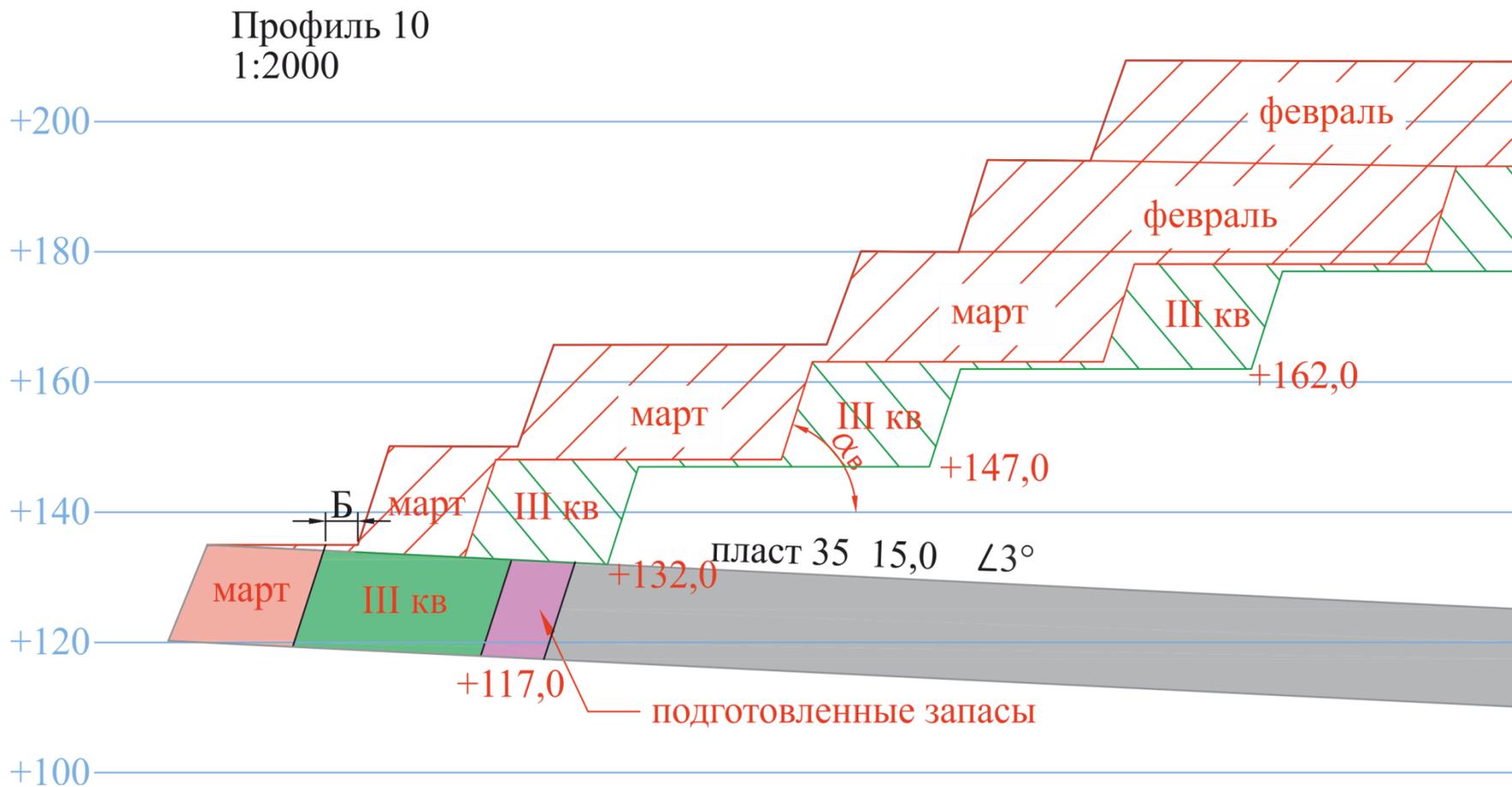


Рис. 3.22. Фрагмент профиля к программе развития горных работ (пологое падение)

Если на начало планового периода нет запасов, готовых к выемке, то начинают планировать вскрышные работы, а по мере подготовки очистного фронта – добычные. Показатели для составления календарного плана развития горных работ рассчитывают в этом случае по формулам (3.27)–(3.32).

Составление календарного плана при наклонном и крутом падении пластов

На профилях отстраивают ширину заходки, равную ширине B рабочей площадки (рис. 3.23). Следует отметить, что ширина рабочей площадки не постоянна, она не должна быть меньше вычисленной по формуле (3.11а или 3.11б) при боковом забое либо определена для траншейного забоя. Обычно ширина рабочей площадки складывается из минимальной ширины, обеспечивающей нормальную работу экскаватора и транспорта, и горизонтальной мощности пласта.

При наклонном и крутом падении пластов заходки смешанные, т. е. в одну заходку попадает и вскрыша, и полезное ископаемое, поэтому плановые объемы по добыче и вскрыше набирают постепенно. На каждом профиле определяют суммарную площадь по углю и по вскрыше, а затем способом вертикальных сечений вычисляют объем по вскрыше и полезному ископаемому.

Следует иметь в виду, что в сложных геологических условиях такие показатели, как выход полезного ископаемого или вскрыши с 1 м фронта работ, не имеют смысла, так как даже в соседних сечениях мощность пласта весьма различается. Поэтому сразу удачно запланировать заходки весьма сложно. Начинать планирование необходимо от профилей, где имеются готовые к выемке запасы. Отстраивая заходки, следует выдерживать устойчивый угол откоса борта, который задан в проекте либо рассчитан в соответствии с рекомендациями ВНИМИ.

Подсчет объемов по добыче и вскрыше ведут в специальных таблицах. После того как будет набран плановый объем добычи в пересчете на балансовые запасы D_6 , по формуле (3.37) определяют объем по горной массе $V_{ГМ}$ и сравнивают его с плановым $V_{ГМПл}$:

– $V_{ГМ} = V_{ГМПл}$ – распределяют объемы между экскаваторами в соответствии с их производительностью;

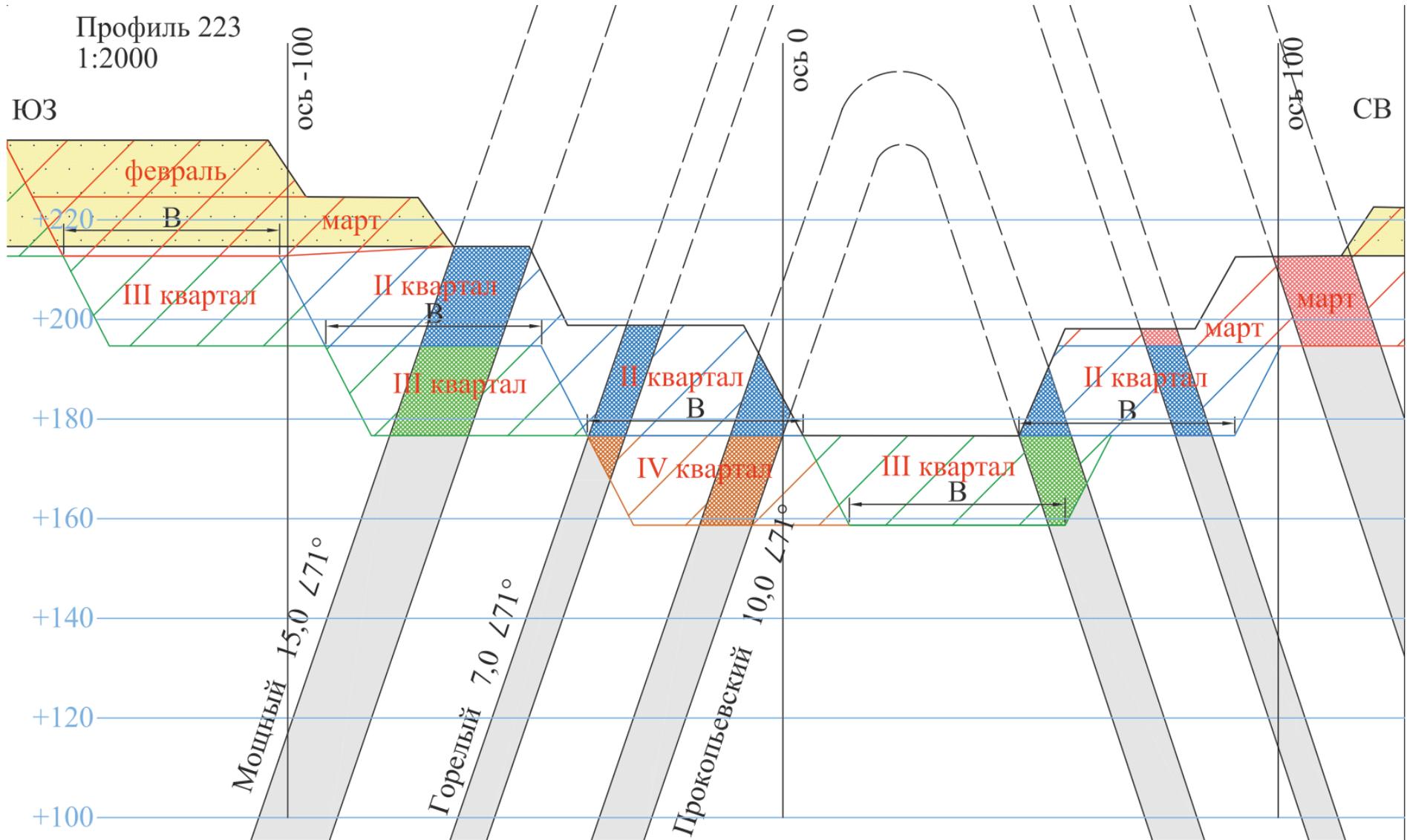


Рис. 3.23. Фрагмент профиля к программе развития горных работ (крутое падение)

– $V_{\text{ГМ}} < V_{\text{ГМПл}}$ – планируют дополнительные заходки по безугольной зоне для подготовки запасов, пока $V_{\text{ГМ}} = V_{\text{ГМПл}}$;

– $V_{\text{ГМ}} > V_{\text{ГМПл}}$ – необходимо проанализировать запланированные контуры по профилям, исключить те участки, которые дают большие объемы по вскрыше и малые по полезному ископаемому, дополнительно запланировать заходки, позволяющие набрать плановые объемы по добыче.

Методом последовательных приближений после двух-трех вариантов необходимо набрать плановые объемы по горной массе $V_{\text{ГМПл}}$. Окончательное положение запланированных заходов переносят на план; так как заходки в плане накладываются друг на друга и в мелком масштабе их сложно проследить, план составляют в крупном масштабе. Распределяют общий объем по горной массе между экскаваторами в соответствии с их производительностью, затем объем для каждого экскаватора распределяют по календарным срокам с учетом графика работы экскаватора в плановом периоде.

Подвигание экскаватора в плане определяют по формуле

$$I_i = \frac{V_{i\text{ГМ}}}{A_i h}, \quad (3.42)$$

где I_i – подвигание в плане за календарный срок, м; A_i – ширина заходки, м; h – высота уступа, м.

3.6. Оформление календарных планов развития горных работ

Планы и профили горных работ должны быть оформлены в соответствии с приказом Ростехнадзора от 29.09.2017 № 401 «Об утверждении Требований...» [9], которые разработаны в соответствии со ст. 3 Закона Российской Федерации «О недрах» [3] и являются обязательными для Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору и ее территориальных органов, осуществляющих рассмотрение и согласование планов и схем развития горных работ, юридических лиц и индивидуальных предпринимателей, осуществляющих подготовку планов и схем развития горных работ по видам полезных ископаемых, пользование

недрами на территории Российской Федерации. Ниже приводятся основные положения из требований к составлению и оформлению календарных планов развития горных работ по угольным и сланцевым разрезам.

1. Планы и схемы развития горных работ должны состоять из графической части и пояснительной записки с табличными материалами и готовятся на бумажном носителе и в электронном виде.

2. Графическая часть планов (схем) должна включать планы горных работ в виде проекций на вертикальную и (или) горизонтальную плоскость и разрезы (далее графические материалы).

3. Графические материалы в зависимости от видов горных работ (пользования недрами) и видов полезных ископаемых должны состоять из обзорных планов поверхности, схем вскрытия месторождения, обзорных, сводных и погоризонтных планов горных работ, структурных карт, характерных разрезов, проекций, схем и составляться согласно условным обозначениям для горной и (или) маркшейдерской графической документации в прямоугольной системе координат (X, Y, Z), предусматривающей возможность перехода к государственной системе координат с использованием параметров перехода (ключей).

4. Графические материалы должны быть составлены в масштабе, обеспечивающем наглядность отображения содержащейся графической информации, но не мельче 1:10000 для твердых полезных ископаемых и 1:25000 для месторождений углеводородного сырья.

В случаях если участок недр в границах горного отвода по протяженности составляет 20 и более километров, допускается подготовка графических материалов в масштабе 1:50000.

5. Графические материалы в зависимости от видов полезных ископаемых должны отображать:

– границы участков недр, установленные при предоставлении права пользования недрами (предварительные границы горных отводов);

– границы опасных и охранных зон (при наличии);

– уточненные границы горных отводов (далее границы горных отводов);

– контуры поставленных на государственный баланс запасов полезных ископаемых, предоставленных пользователю недр на основании лицензии на пользование недрами, с учетом данных о со-

стоянии минерально-сырьевой базы недропользователя на 1 января текущего года;

- контуры складов добытых полезных ископаемых (при наличии);

- контуры горных выработок и объектов поверхности;

- направления развития работ, связанных с использованием недрами, в планируемом периоде;

- топографию и ситуацию на площади ведения горных работ, пункты маркшейдерских опорных сетей, обозначения линий вертикальных разрезов и проекций, поясняющие надписи, масштаб, координатную сетку.

6. Графические материалы должны иметь штамп (основная надпись), в котором указываются наименования организации, объекта недропользования (участка недр), название графического документа, дата составления, масштаб, а также ставятся подписи лиц, ответственных за руководство геологическими и маркшейдерскими работами, и иных составителей графических материалов.

7. Графические материалы при разработке месторождений твердых полезных ископаемых, включая месторождения общераспространенных полезных ископаемых, солей озерных отложений и лечебных грязей, должны состоять из сводных поуступных маркшейдерских планов горных работ, планов поверхности, проекций на вертикальную и горизонтальную плоскости, разрезов, на которых, помимо сведений, указанных в пункте 5, должны отображаться:

- контуры планируемых к списанию с государственного баланса запасов полезных ископаемых (погашаемых), участки нормируемых и места образования фактических потерь полезных ископаемых с разбивкой по кварталам на предстоящий период;

- контуры списанных (погашенных) запасов полезных ископаемых, участков планируемых к списанию запасов;

- геологические (тектонические) нарушения;

- капитальные, подготовительные, очистные выработки (камеры, лавы, уступы карьеров и разрезов), разведочные выработки, характеризующие местоположение и объемы геологоразведочных работ при добыче углеводородного сырья и эксплуатационной разведки при добыче твердых полезных ископаемых;

- сети электроснабжения и транспортные пути;

- водоотливные, дренажные, дегазационные, вентиляционные

сооружения (выработки, скважины);

– проектные технические границы разработки месторождения в плане и на глубину разработки (технические границы ведения горных работ);

– схемы движения (транспортирования) минерального сырья от места добычи до мест складирования.

8. На планах поверхности должны отображаться:

– устья выходящих на поверхность действующих, законсервированных и ликвидированных горных выработок;

– объекты наземных и подземных коммуникаций;

– объекты застройки площади залегания полезных ископаемых (горного отвода) с выделением зданий и сооружений, подлежащих охране от вредного влияния горных работ;

– места образования провалов, оползней, прорыва пльвунув.

9. На сводных и поуступных маркшейдерских планах и планах поверхности при открытом способе ведения горных работ, в том числе при добыче общераспространенных полезных ископаемых, должны отображаться:

– контуры отвалов (гидроотвалов), участков нарушенных, отработанных, рекультивированных земель, места складирования плодородного слоя почвы;

– места расположения водоотливных установок, перегрузочных пунктов в рабочей зоне карьера (разреза);

– схемы движения (транспортирования) минерального сырья от места добычи до склада готовой продукции, электроснабжения и путей сообщения;

– объекты застройки площади горного отвода с выделением зданий и сооружений, подлежащих охране от вредного влияния горных работ;

– места образования оползней;

– участки планируемых к рекультивации земель с разбивкой по кварталам на предстоящий период.

10. На разрезах должны отображаться эксплуатационные блоки, лавы, камеры, уступы, целики, их номера и иные характеризующие данные, границы отработки горных отводов, безопасного ведения горных работ, опасных зон, контуры поставленных на государственный баланс запасов полезных ископаемых, горных выработок, углы падения пластов (рудных тел), предельные углы устойчи-

ности бортов карьеров (разрезов), откосов.

На ситуационные планы наносят:

– Работы по вскрыше, внешним и внутренним транспортным отвалам. Внутри контуров горных работ указывают плановые объемы по вскрыше, добыче, а на отвалах – объем принимаемой породы. Плановые объемы могут быть показаны за контуром горных работ.

– Границы горных и земельных отводов, железнодорожных путей и автомобильных дорог, линий электропередач напряжением 6 кВ и выше, трубопроводов, гидроотвалов, каналов, дамб, естественных и искусственных водоемов на начало и конец планируемого периода.

На сводно-совмещенные календарные планы наносят:

– Ожидаемое на начало планируемого периода положение бровок уступов по вскрыше и добыче и отвалов – черным цветом или в цвете светокопии.

– Бровки вскрышных и добычных уступов, ярусы отвалов на конец планируемого периода – красным цветом.

Проекции откосов горизонтов (уступов), нанесенные на конец планируемого периода по вскрыше и отвалам, закрашивают красным цветом, по углю – темно-красным.

У откосов уступов на начало планируемого периода черной тушью подписывается отметка и дата (гор. +280 на 01.01.19), на конец периода красным цветом наносится отметка горизонта (номер уступа), дата, тип и номер экскаватора, плановые объемы по вскрыше и добыче (гор. +280 на 01.01.19, ЭКГ-4,6 № 124 и ЭКГ-8 № 296; 3100 тыс. м³). Если указанная информация не размещается у откосов горизонтов, то она выносится на свободный участок плана или приводится в таблицах с указанием места, к которому относится.

– Развитие постоянных и передвижных железнодорожных и автомобильных дорог, линий электропередач, трубопроводов, водопонижительных скважин, водоотливных установок, станций перекачки, гидроотвалов, каналов, водоотводных канав, дамб, водоемов и других объектов. Положение объектов на начало планируемого периода остается в цвете светокопий или условных знаков, плановых на конец периода – наносится красной тушью.

У железнодорожных линий и автомобильных дорог указывается вид транспорта по перевозке породы и угля, средняя дальность

транспортировки, принятая для расчета перевозок. Например: «ТЭ-3.ВС-100, 4,5 км» или «БелАЗ 540, 2,6 км». Другие объекты должны иметь характеризующие их надписи. Эта информация может помещаться на свободном участке плана с указанием места, к которому относится.

– Плановые структурные колонки по породе и углю с выделением вынимаемой части. Структурные колонки должны быть привязаны к участкам плана и помещаться вблизи этих участков на свободной части.

На структурных колонках указывается мощность пород угольных пачек и породных прослоев, под структурной колонкой – полная и полезная вынимаемая мощность пласта (слоя) и его качественная характеристика (зольность, влажность, теплотворная способность). По разрезам со сложными горно-геологическими условиями структурные колонки с указанной информацией наносят на разрезах по профильным линиям.

Кроме перечисленного выше, на поуступные планы наносят:

– Ожидаемое положение бровок уступов по вскрыше и углю – черными линиями.

Площади, намечаемые к отработке за ожидаемый период, показываются штриховыми линиями черного цвета.

– Бровки уступов на конец планируемого периода – красной тушью.

– Планируемые горные работы по кварталам при разработке годовых планов и по годам при разработке перспективных – линиями, соответствующими верхней бровке уступа.

Плановые площади I квартала по углю закрашиваются, а по вскрыше и другим работам штрихуются красным цветом, II – синим, III – зеленым, IV – коричневым и будущего года за планируемым – фиолетовым. Соответственно закрашиваются и штрихуются плановые площади по годам при разработке пятилетних планов.

Внутри выемочных контуров указываются: квартал (год), тип и номер экскаватора, объем вскрыши (добычи). На пластовых планах, кроме того, – зольность угля, калорийность, полная и вынимаемая мощность пласта (слоя). Если информация не размещается внутри контура, то она выносится за его пределы с указанием места, к которому относится.

– На каждом уступе штриховой линией на конец планируемого

периода – нижняя бровка вышележащего горизонта с соответствующей надписью.

– На пластовых планах – характерные для планируемого периода точки набора пластово-дифференциальных проб в предыдущем периоде, у которых указывается: в числителе – общая зольность по пласту, в знаменателе – зольность по углю.

На разрезы по профильным линиям наносят:

– Предусмотренные планом работы по вскрыше, добыче и уборке навалов прошлых лет.

– Положение внутренних отвалов при транспортной системе разработки.

– Ожидаемое положение на начало планируемого периода внутренний отвал при бестранспортной и транспортно-отвальной системах разработки.

– Плановые, действующие и погашенные выработки угледобывающих и дренажных шахт.

– Места расстановки оборудования (надпись вдоль вертикальной оси – тип и номер экскаватора), положение автомобильных и железных дорог.

– Направление погрузки пород вскрыши и угля и экскавации при бестранспортной системе разработки (указывается стрелками).

– Тектонику, литологию и стратиграфию вмещающих пород, структуру угольных пластов, фактический и планируемый уровень подземных вод. Структурные колонки по углю могут изображаться в более крупном масштабе вне разрезов по профильным линиям.

– Границы отработки и предельные углы устойчивости бортов.

– Все надписи, линии и условные обозначения, относящиеся к планируемому периоду, изображаются на календарных планах разрезов красным цветом.

Следует отметить, что работы по вскрыше, добыче и уборке навалов показываются с разбивкой по кварталам (годам) с раскраской площадей (штриховкой) соответствующим периоду цветом.

Расстояния между разрезами по профильным линиям при разработке программы на сводно-совмещенных планах должны быть не более 400 м, на поуступных планах – 400–800 м. На участках, где ведение горных работ не планируется, расстояния между разрезами по профильным линиям могут быть увеличены.

3.7. Составление табличного материала к календарному плану развития горных работ

К годовому календарному плану развития горных работ составляется табличный материал, который используется инженерной службой разреза для управления и организации работ по реализации запланированных показателей. После построения контура подготовленных и готовых к выемке запасов в соответствии с подразделом 3.1 маркшейдер в своем журнале производит расчет переходящих запасов способом вертикальных сечений (табл. 3.9).

Таблица 3.9

Определение переходящих запасов на начало планового периода

Номер профиля	Площадь сечения, м	Средняя площадь $S_{cp} = \frac{S_i + S_{i+1}}{2}$, м ²	Расстояние между сечениями a , м	Объем $V = aS_{cp}$, м ³	Запасы $Q = V_i\gamma$, т
15	305				
		294,5	20	5890	7951,5
16	284				
		273,5	35	9572,5	12922,9
17 ₊₁₅	263				
Итого:					20874,4

Таким образом, определяют вскрытые, подготовленные и готовые к выемке запасы на начало планового периода и данные заносят в табл. 3.10. Для составления плана механизации и организации добычных и вскрышных работ необходимо установить время работы экскаваторов в течение года с учетом всех видов ремонта выемочного оборудования. Данные о числе дней работы экскаваторов в плановом периоде сводят в табл. 3.11. Одновременно с составлением календарного плана развития вскрышных и добычных работ составляют таблицы по определению объемов добычи, вскрыши, переексплуатации и других работ, что позволяет избежать грубых ошибок при планировании (табл. 3.12 и 3.13). Таблицы по определению объемов составляются участковым маркшейдером в специальном журнале по планированию горных работ на участке.

Таблица 3.10

**Обеспеченность на 2022 год вскрытыми, подготовленными
и готовыми к выемке запасами**

№ п/п	Выемочные единицы (горизонт)	На 2022 год (начало планируемого периода)								Приме- чание
		Вскрытые		подготовлен- ные		готовые		иное		
		V, тыс. м ³	на ... меся- цев	V, тыс. м ³	на ... меся- цев	V, тыс. м ³	на ... меся- цев			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1. Наименование месторождения, участка недр (объекта недропользования)										
	Итого:									

Таблица 3.11

Время работы экскаваторов

Плановый период	Календарное число дней	Праздничные дни	Дни на переход экскаватора	Ремонт		Всего нерабочих дней экскаватора	Число суток работы экскаватора	Число суток работы разреза
				Вид ³	Число дней			
Hitachi EX5500								
Янв.	31	1		ТО	2	3	28	30
Февр.	28			ТО	2	2	26	28
Март	31			ППР	4	4	27	31
I кв.	90	1	0	ТО+ТО+ППР	8	9	81	89
II кв.	91		1	ТО+ТО+ППР	8	9	82	91
III кв.	92			ТО+ТО+ППР	8	8	84	92
IV кв.	92		1	ГР+ТО	42	43	49	92
Год	365	1	2		66	69	296	364

³ ТО – технический осмотр, ППР – планово-предупредительный ремонт, ГР – годовой ремонт.

Таблица 3.12

Подсчет и распределение объемов по горной массе

Экскаватор	Горизонт стояния экскаватора, м	Номер профиля	$S, \text{ м}^2$	$S_{\text{ср}}, \text{ м}^2$	Расстояние между профилями, м	$V, \text{ м}^3$	Объем по заходке, м^3	Календарный срок	Объем работ за календарный срок

Таблица 3.13

Подсчет и распределение объемов по добыче

Экскаватор	Горизонт стояния экскаватора, м	Номер профиля	Ширина заходки, м	Средняя ширина заходки, м	Расстояние между профилями, м	Мощность пласта, м	$V, \text{ м}^3$	V по заходке, м^3	Эксплуатационные потери, %	Добыча товарного угля		Календарный срок	Объем работ за календарный срок	
										тыс. м^3	тыс. т		тыс. м^3	тыс. т

Запланированные объемы по добыче и вскрыше распределяют по экскаваторам с учетом их производительности и графика ремонта. Расстановку экскаваторов по участкам и забоям и план организации добычных и вскрышных работ во времени в течение года отражают в плане организации добычных и вскрышных работ – на предприятии его называют «График ходов экскаваторов» (табл. 3.14).

Результаты расчета объемов вскрыши (см. табл. 3.12) и добычи (см. табл. 3.13) сводят в итоговые таблицы (табл. 3.15–3.16), являющиеся составной частью «Программы развития горных работ на год».

Таблица 3.14

План механизации и организации добычных и вскрышных работ (график ходов экскаваторов)

Номер экскаватора и блока	Плановый период						
	I квартал			Кварталы года			
	январь	февраль	март	I	II	III	IV
ЭКГ 8И № 1 +240	113,5 тыс. м ³ в/а	–	–	113,5 тыс. м ³ в/а			
ЭКГ 8И № 1 +227,5	65,7 тыс. м ³ в/а	166,4 тыс. м ³ в/а	5,6 тыс. м ³ в/а	237,7 тыс. м ³ в/а			
ЭКГ 8И № 1 +255			167,2 тыс. м ³ в/а	167,2 тыс. м ³ в/а	148,0 тыс. м ³ в/а		
ЭКГ 8И № 1 +240					245,9 тыс. м ³ в/а		
ЭКГ 8И № 1 +225					143,7 тыс. м ³ в/а	190,5 тыс. м ³ в/а	
ЭКГ 8И № 1 +270						280,4 тыс. м ³ в/а	
ЭКГ 8И № 1 +255						66,7 тыс. м ³ в/а	190,8 тыс. м ³ в/а
ЭКГ 8И № 1 +240							110,0 тыс. м ³ в/а

Таблица 3.15

План вскрыши на 2022 год

Пласт	Участок	Вид транспорта	Ожидаемое за 2021 г., тыс. м ³	План на 2022 г., тыс. м ³	В т. ч. по кварталам, тыс. м ³						
					I				II	III	IV
					январь	февраль	март	всего			
Полысаевский I	8	бестрансп.	1584	1720	230	230	230	690	270	190	570
		Авто	19	–	–	–	–	–	–	–	–
Полысаевский II	8	бестрансп.	437	100	–	–	–	–	100	–	–
		Авто	262	625	50	50	150	250	150	170	155
Итого по участку	8	бестрансп.	2021	1820	230	230	230	690	370	190	570
		Авто	281	725	50	50	150	250	150	170	155
Всего по разрезу		бестрансп.									
		Авто									
		гидро									
		общая									

Таблица 3.16

План добычи на 2022 год

Пласт	Участок	Вид транспорта	Марка угля	Ожид. за 2021 г., тыс. т	План на 2022 г., тыс. т	В т. ч. по кварталам, тыс. т						
						I				II	III	IV
						январь	февраль	март	всего			
Надбайкаимский	8	авто	Г	104	60	–	–	–	–	25	35	–
Полысаевский-I	8	авто	Г	114	105	15	15	15	45	15	15	30
Полысаевский-II	8	авто	Г	31	56	–	21	24	45	11	–	–
Итого по участку № 8			Г	249	221	15	36	39	90	51	50	30
Всего по марке Г			Г	249	221	15	36	39	90	51	50	30
Сычевский III	4	авто	Д	213	160	–	–	25	25	49	63	23
Сычевский IV	4	авто	Д	5	75	24	24	–	48	–	–	27
Итого по участку № 4			Д	218	235	24	24	25	73	49	63	50
Всего по марке Д			Д	218	235	24	24	25	73	49	63	50
Всего по разрезу				467	456	39	60	64	163	100	113	80

Все выполненные расчеты по планированию развития горных работ сводятся в таблицу основных горнотехнических показателей по разрезу (табл. 3.17).

Таблица 3.17

**Объемы и направления ведения горных работ
(основные показатели) на 2022 год**

№ п/п	Наименование показателей	Ед. измерений	Текущий 2021 г.		План на 2022 г.	В том числе по кварталам			
			план	ожидаемое		I	II	III	IV
Наименование месторождения, участка недр (объекта недропользования)									
<i>Горизонт (участок, выемочная единица)</i>									
1	Горная масса								
2	Полезное ископаемое (товарный продукт)								
	Потери								
3	Полезное ископаемое (попутные)								
	Потери								
4	Вскрышные работы,								
5	Буровые работы,								
	Закладочные работы,								
	Геологоразведочные работы (эксплуатационная разведка)								
6	Работы по рекультивации								
7	Иное								
<i>Переработка полезных ископаемых</i>									
8	Объем переработки (подготовки)								
9	Потери								
10	Иное								

Вопросы для самоконтроля по главе 3

1. Исходные данные для составления плана развития горных работ.
2. Какие задачи возлагаются на маркшейдерскую службу разреза при разработке годовых планов развития горных работ?
3. Дать определение и построить контур подготовленных к выемке запасов.

4. Дать определение и построить контур готовых к выемке запасов.
5. Как определяют ширину рабочей площадки уступа?
6. Рабочие параметры экскаватора.
7. Что понимают под нормированием эксплуатационных потерь?
8. Виды потерь при: пологом, наклонном и крутом залегании пласта.
9. От чего зависит условие целесообразности нормирования целика в потери между заходками при пологом падении пласта?
10. Что понимают под термином планирование потерь?
11. Как определить плановые потери в процентах по разрезу?
12. Как определить емкость отвала на 1 м фронта при бес-транспортной системе разработки?
13. От каких показателей зависит плановая добыча за календарный срок?
14. Как определяют объем вскрыши для обеспечения плана добычи при транспортной системе разработки?
15. Какие документы входят в комплект годовой программы развития горных работ?

Глава 4. КРИТЕРИИ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

4.1. Исходные данные для расчета параметров устойчивых горных выработок и отвалов вскрышных пород

Устойчивость бортов, уступов и отвалов обеспечивается при условии предельного равновесия удерживающих и сдвигающих сил, действующих по наиболее напряженной поверхности скольжения в прибортовом массиве.

Оценку устойчивости откосов и определение максимальных параметров бортов, уступов и отвалов производят расчетом по методам и схемам, учитывающим геологические условия месторождения и напряженное состояние массива [13].

Прочность и условия залегания пород, ориентировка крупных естественных поверхностей ослабления в массиве горных пород относительно простирания откоса предопределяют форму потенциальной поверхности скольжения и метод сложения сдвигающих и удерживающих сил, которые, в свою очередь, определяют схему расчета устойчивости откоса.

Важными факторами, определяющими устойчивость откосов, являются физико-механические свойства пород массива, слагающих откосы, а особенно прочностные характеристики поверхностей ослабления. По процентному соотношению, используя характеристики по отдельным литологическим разностям пород, определяют средневзвешенные по длине поверхности скольжения характеристики прочности пород по следующим формулам:

$$C_{\text{ср}} = \frac{\sum_{i=1}^n C_i l_i}{\sum_{i=1}^n l_i}; \quad (4.1)$$

$$\text{tg } \varphi_{\text{ср}} = \frac{\sum_{i=1}^n \text{tg } \varphi_i \sigma_i l_i}{\sum_{i=1}^n \sigma_i l_i}. \quad (4.2)$$

Объемный вес пород по каждому расчетному профилю в многослойном массиве при небольшой изменчивости его значений в слое определяют как средневзвешенный показатель по мощности слоев:

$$\gamma_{\text{ср}} = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_i m_i}{\sum_{i=1}^n m_i}, \quad (4.3)$$

где γ_i , C_i , φ_i , σ_i – соответственно плотность (т/м^3), сцепление (т/м^2), угол внутреннего трения (град), нормальные напряжения (т/м^2) для отдельных литологических разностей пород; l_i – длина отрезков поверхности скольжения, пересекающей отдельные литологические разности пород, м; m_i – мощности отдельных литологических разностей пород, м.

Нормальные напряжения для отдельных литологических разностей пород определяют по формуле

$$\sigma_i = h_i \gamma_{\text{ср}} \cos^2 \alpha_i, \quad (4.4)$$

где h_i – высота отдельного слоя пород, м; α_i – угол наклона поверхности скольжения к горизонту в отдельном слое пород, град.

При определении параметров устойчивых откосов используют расчетные характеристики прочности пород прибортового массива и характеристики сопротивления пород сдвигу по поверхностям ослабления, которые получают путем введения в средневзвешенные характеристики прочности коэффициента запаса устойчивости n :

$$C_n = \frac{C_{\text{ср}}}{n}; \quad (4.5)$$

$$\text{tg } \varphi_n = \frac{\text{tg } \varphi_{\text{ср}}}{n}. \quad (4.6)$$

Величину коэффициента запаса устойчивости определяет ряд факторов, основные среди которых: надежность определения физико-механических характеристик пород; категория охраняемого сооружения, расположенного в пределах призмы возможного обрушения; погрешности построения наиболее напряженной поверхности скольжения и способа расчета устойчивости откосов; технология ведения горных работ и другие динамические воздействия, возникающие в период строительства и эксплуатации разреза.

Согласно «Правилам обеспечения устойчивости ...» [13, табл. 6.2] коэффициент запаса устойчивости в зависимости от надежности определения исходных данных и категории охраняемого сооружения изменяется в пределах 1,1–1,5.

Проведя анализ инженерно-геологических, горнотехнических и других факторов, влияющих на обеспечение устойчивости откосов бортов и его отдельных элементов (уступов), определяют схемы для расчета устойчивости бортов, откосов уступов и отвалов, порядок пользования которыми приведен в «Правилах обеспечения устойчивости...» [13, табл. 3.1].

Поверочный расчет методом векторного сложения сил применяют для откосов, имеющих естественные поверхности ослабления (слоистость, тектонические нарушения и слабые контакты пород), падение которых направлено в сторону выемки и которые при определенных условиях могут реализоваться в поверхности скольжения.

Этот метод расчета используют также для откосов, в пределах которых расположены ослабленные зоны или тектонические нарушения, неблагоприятно ориентированные относительно выемки. Для бортов (уступов) и отвалов при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления (падение в сторону массива) поверочный расчет выполняют методом алгебраического сложения сил.

4.2. Построение контура горных выработок на предельное положение

Параметры, обеспечивающие устойчивость бортов и уступов, определены в соответствии с «Правилами обеспечения устойчивости...» [13]. Для борта, расположенного в лежачем боку месторождения, когда сопротивление сдвигу по контактам пород не позволяет подрезать слои на большом протяжении борта ($\varphi' < \beta$), определение максимальных параметров выполняют в следующем порядке:

– рассчитывают предельную высоту устойчивого плоского борта при заоткоске его по наслоению (табл. 4.3);

– определяют наиболее рациональную конструкцию борта для заданной глубины отработки угольных пластов, исходя из допустимой высоты откоса при ($\alpha = \beta$), ширины и количества транспортных берм при условии ($\alpha_{\text{общ}} < \alpha < \beta$);

– производят оценку устойчивости борта принятого профиля.

Физико-механические характеристики пород и прочностные характеристики контактов принимаются по материалам инженерно-геологических изысканий либо устанавливаются обратными расчетами; на этапе предпроектных проработок эти свойства принимают по аналогии с близко расположенным участком.

При определении параметров устойчивых откосов используют расчетные характеристики прочности пород и характеристики сопротивления пород сдвигу по поверхностям ослабления, которые получают путем введения в принятые характеристики прочности коэффициента запаса устойчивости n [13, табл. 6.2] (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Расчетные физико-механические характеристики
пород и контактов

Породы/контакты слоев	Значение характеристики при коэффициенте запаса устойчивости n								
	$n = 1,0$			$n = 1,2$		$n = 1,3$		$n = 1,5$	
	γ , т/м ³	C , т/м ²	ϕ , град	C_n , т/м ²	ϕ_n , град	C_n , т/м ²	ϕ_n , град	C_n , т/м ²	ϕ_n , град
Суглинок с влажностью 23–25 %	1,90	5,0	23	4,2	19,5	3,8	18,1	3,3	15,8
Выветрелые коренные породы	2,32	15,6	33	13,0	28,4	12,0	26,5	10,4	23,4
Невыветрелые коренные породы	2,51	28,0	33	23,3	28,4	21,5	26,5	18,7	23,4
Зона тектонических нарушений	2,13	6,0	19	5,0	16,0	4,6	14,8	4,0	12,9
Уголь	1,35	11,0	28	9,2	23,9	8,5	22,2	7,3	19,5
Навалы вскрышных пород	1,90	1,35	29	1,1	24,8	1,0	23,1	0,9	20,3
Взорванные породы	1,93	2,0	33	1,7	28,4	–	–	–	–
Контакты слоев:									
в висячем боку	–	3,5	19	2,9	16,0	2,7	14,8	2,3	12,9
в лежачем боку	–	2,6	15	2,2	12,6	2,0	11,6	1,7	10,1
суглинки с коренными породами	–	2,1	14	1,8	11,7	1,6	10,9	1,4	9,4

Результаты расчетов параметров, обеспечивающих устойчивость бортов и уступов, определены в соответствии с «Правилами обеспечения устойчивости...» [13]. Допустимые по условию устойчивости параметры уступов в четвертичных отложениях определены по графикам [13, рис. П.5.1–5.8] методом последовательной интерполяции (экстраполяции) численных значений угла наклона борта α для значений углов внутреннего трения φ и φ' .

Максимальные параметры уступов в коренных породах определены:

- при падении слоев в массив (при отсутствии неблагоприятно ориентированных естественных поверхностей ослабления) по графикам [13, рис. П.1.1–1.4];

- пологом залегании поверхностей ослабления согласно с откосом (при $\beta < \varphi'$; $\beta < 25^\circ$) по графикам [13, рис. П.5.1–5.8];

- наклонном и крутом залегании слоистости согласно с откосом (при $\alpha < \beta < 70^\circ$; $\beta > \varphi'$) по графикам [13, рис. П.4.1–4.16];

- падении поверхности ослабления согласно с откосом под углом больше угла трения ($\beta > \varphi'$) и углом откоса уступа больше угла падения поверхности ослабления ($\alpha > \beta$) по формуле (5.16) [13].

Максимальные параметры уступов в угольном массиве, во взорванных породах и в навалах определены по схеме однородного (квазиизотропного) массива (при $\varphi > 13^\circ$) по графикам [13, рис. П.4.1–4.16].

Результаты расчетов представлены в табл. 4.2–4.4.

Для рассматриваемых условий система «борт – отвал» образовалась при размещении навалов вблизи предельного контура борта, сформированного в четвертичных отложениях. Устойчивость системы «борт в четвертичных отложениях – первый ярус отвала» зависит от параметров элемента борта, формируемого в четвертичных отложениях, и нижнего яруса отвала, а также результирующего угла наклона всей системы. Устойчивость системы «борт – отвал» будет зависеть от характеристик прочности отвального массива, угла наклона основания внешнего отвала и характеристик сопротивления сдвигу по контакту четвертичных отложений с отвальным массивом. Необходимым условием обеспечения безопасности при размещении отвалов в прибортовых зонах борта открытой выработки является устойчивость верхнего элемента борта, формируемого в наносах, и устойчивость всей системы «борт – отвал», а также

размещение отвала за границами призмы возможного обрушения верхнего элемента борта открытой горной выработки (ширина бермы безопасности).

Таблица 4.2

Параметры уступов на предельном контуре

Геологические условия		Угол откоса (град) при высоте уступа (м)					
		5	10	15	20	25	30
Четвертичные отложения при падении контакта «наносы – коренные породы»							
в массив		70	67	43	33	28	25
в выработку	5°	70	61	35	27	23	20
	10°	70	48	26	21	18	16
Выветрелые коренные породы при падении слоев							
в массив		70	70	70	70	70	70
в выработку	5°	70	70	70	70	69	63
	≤ 10°	70	70	70	69	63	52
	> 10°	70	70	70	70	70	70
	15°	70	57	31	25	22	20
	20°	67	32	27	25	24	23
	30°	47	37	34	33	32	32
	40°	53	46	44	43	42	42
	50°	61	55	53	52	52	52
	60°	70	65	63	62	62	61
	70°	70	70	70	70	70	70
Невыветрелые коренные породы при падении слоев							
в массив		70	70	70	70	70	70
в выработку	5°	70	70	70	70	70	70
	≤ 10°	70	70	70	70	70	70
	> 10°	70	70	70	70	70	70
	15°	70	70	34	26	23	21
	20°	70	34	28	25	24	23
	30°	49	38	35	33	33	32
	40°	54	46	44	43	42	42
	50°	62	55	54	53	52	52
	60°	70	65	63	62	62	62
	70°	70	70	70	70	70	70
В угольном массиве		70	70	70	–	–	–
В зоне тектонических нарушений		70	70	59	47	40	35
Навалы вскрышных пород		59	40	33	29	27	26

Таблица 4.3

Параметры бортов на предельном контуре

Геологические условия		Угол откоса (град) при высоте борта (м)										
		40	50	60	90	120	150	180	210	240	270	300
Выветрелые коренные породы при падении слоев												
в массив		62	55	50								
в выработку	5°	48	40	34								
	≤ 10°	36	30	26								
	10–25°	Заоткоска по наслоению										
	30°	30	28	26								
	40°	39	36	33								
	50°	47	44	41								
	60°	55	51	47								
	70°	61	55	51								
Невыветрелые коренные породы при падении слоев (в знаменателе – с учетом выветрелых коренных пород)												
в массив		70	70	64	53/45	46/41	41/38	38/36	36/34	34/33	33/32	32/31
в выработку	5°	70	66	53	38/32	31/28	27/25	25/24	23/23	22/22	22/21	21/20
	≤ 10°	67	57	40	28/23	23/20	20/19	18/18	17/17	16/16	16/16	15/15
	10–12°	Заоткоска по наслоению										
	13°	Заоткоска по наслоению									12	12
	15°	Заоткоска по наслоению						14	13	13	12	12
	20°	Заоткоска по наслоению				19	18	17	16	16	15	15
	30°	30	30	30	27	25	23	22	22	21	21	21
	40°	40	40	40	35	32	30	29	28	27	27	26
	50°	50	50	50	42	39	36	35	34	33	32	32
	60°	60	60	57	49	45	42	40	39	38	37	36
70°	70	69	63	53	49	46	43	42	41	40	39	
В зоне тектонических нарушений		28	24	22	18							
Навалы вскрышных пород		25	24	23	22	22						

Таблица 4.4

**Параметры бортов (уступов) коренных пород,
заоткошенных по наслоению**

Породы	Высота борта (уступа) коренных пород (м) при различных углах падения слоев													
	рабочие ($n = 1,2$)							нерабочие ($n = 1,3$)						
	16°	20°	30°	40°	50°	60°	70°	14°	20°	30°	40°	50°	60°	70°
Контакт слоев в лежачем боку ($C' = 2,6 \text{ т/м}^2$; $\varphi' = 15^\circ$)														
Выветрелые	129	79	43	35	31	28	26	108	52	35	28	26	24	22
Невыветрелые	223	131	72	58	51	46	44	178	86	57	47	42	39	37

Таблица 4.5

Параметры системы «борт – отвал»

Высота борта H , м	Результирующие углы наклона системы «борт четвертичных отложений – нижний ярус отвала» (град) и ширина бермы (м) при высоте яруса (м)			
	0	10	20	30
При падении контакта «четвертичные отложения – коренные породы» в массив				
10	67	33,5/12,3	26,0/30,3	23,5/47,5
20	33	28,5/17,3	24,5/36,5	23,0/53,3
30	25	25,0/20,5	23,0/39,3	22,0/57,0
При падении контакта «четвертичные отложения – коренные породы» в выработку под углом до 5°				
10	61	31,0/15,1	24,0/36,0	21,5/56,9
20	27	26,0/20,7	22,5/42,5	21,0/62,9
30	20	23,5/22,3	21,5/44,0	20,5/64,2
При падении контакта «четвертичные отложения – коренные породы» в выработку под углом до 10°				
10	48	28,0/18,6	22,0/42,0	19,5/67,4
20	21	24,0/23,3	20,5/49,6	19,0/74,0
30	16	21,5/26,8	19,5/53,1	18,5/78,0

Пример построения контура борта по расчетным параметрам

Параметры борта принимались согласно табл. 4.3 при падении слоистости в выработанное пространство. При заоткошке уступов по наслоению учитывались параметры, приведенные в табл. 4.4.

Высота борта на предельном контуре с учетом наносов и навалов составляет 335 м (рис. 4.1).

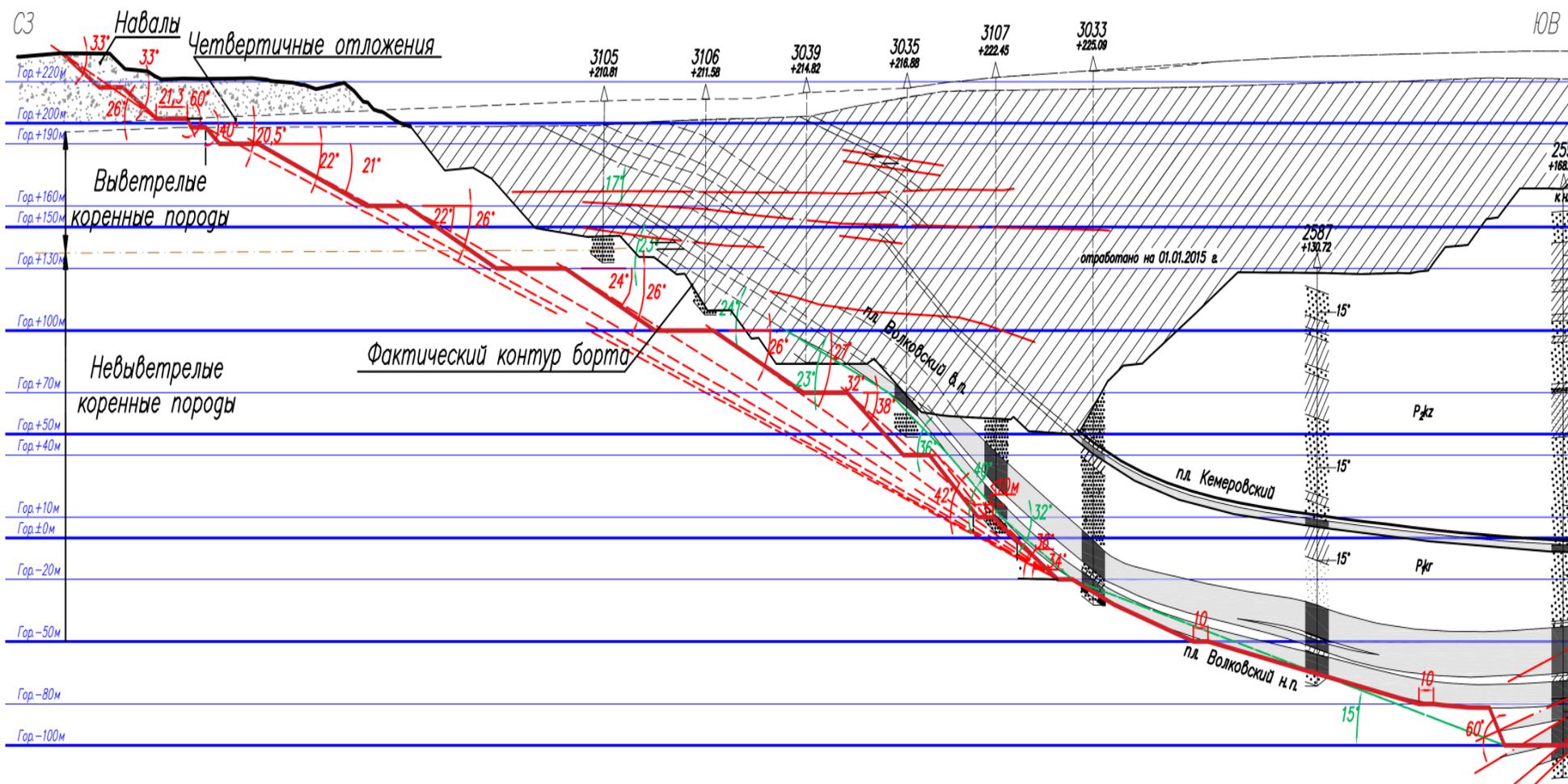


Рис. 4.1. Построение рекомендуемого по условиям устойчивости контура борта по разведочной линии XVII^б (пример)

Необходимо отметить, что при длительном сроке стояния (более 6–12 месяцев) заоткошенные уступы под углом больше $65\text{--}70^\circ$ значительно выполаживаются за счет обрушений верхней части и осыпаний откосов под влиянием атмосферных осадков, взрывных работ и др. Поэтому углы откосов уступов в бортах на предельном контуре не должны превышать 60° .

При постановке борта в предельное положение предусматривается сдваивание уступов, т. е. высота уступа достигает 30 м. При погашении уступов необходимо соблюдать общий (результатирующий) угол откоса бортов. Ширина предохранительной бермы должна быть такой, чтобы обеспечивалась ее механизированная очистка (не менее 10 м).

1. На рассматриваемом участке согласно лицензионному соглашению нижняя граница отработки гор. -100 м (абс.). Полученную точку на северо-западном борту принимаем за нижнюю бровку борта (нижнего уступа).

2. От нижней бровки строим откос уступа до почвы пласта Волковского н. п. под углом 60° высотой 18 м. Далее до гор. -80 м уступ заоткашиваем по почве пласта; оставляем предохранительную берму 10 м.

3. Вышележащий участок (гор. $-50\text{...} -80$ м) имеет угол падения слоистости 12° и соответственно устойчивый угол откоса $\alpha = 70^\circ$ (табл. 4.2). Целесообразно выполнить заоткоску уступа по почве пласта.

Следующий участок (гор. $-50\text{...} -20$ м) имеет угол падения слоев от -18 до -23° , согласно табл. 4.2 $\alpha = 41,5\text{--}27^\circ$.

4. Для отстроенного участка борта (гор. $-100\text{...} -20$ м) высотой 80 м результирующий угол составляет 15° , а согласно табл. 4.3 для борта высотой 80 м устойчивый угол -29° , следовательно, данный участок имеет коэффициент запаса более 1,5.

Угол падения слоистости на участке борта (гор. $-20\text{...} +10$ м) составляет 32° . По табл. 4.2 определяем угол откоса уступа высотой 30 м (интерполяцией значений, приведенных для углов падения слоистости 30 и 40°), который составит 34° .

5. Для участка высотой 60 м (гор. $-20\text{...} +40$ м) по табл. 4.4 находим результирующий угол для борта на предельном контуре, находящегося в зоне невыветрелых пород (при $H = 60$ м) и падении пласта в выработку под углом 36° . От нижней бровки на гор. -20 м откладываем результирующий угол и на пересечении с гор. $+40$ м

получаем верхнюю бровку вышележащего уступа. Согласно табл. 4.2 угол откоса уступа (гор. +10... +40 м) равен 42° . Полученная предохранительная берма составляет менее 10 м. Учитывая транспортную составляющую (в рассматриваемом случае 10 м), увеличиваем берму до 10 м.

Аналогичные действия выполняем при построении контура борта до гор. +198 м и до контакта четвертичных отложений с коренными породами, учитывая, что примерно 60 м от данного контакта коренные породы находятся в зоне интенсивной трещиноватости.

6. На контакте наносов с коренными породами оставляем предохранительную берму для механизированной очистки 10 м и строим откос уступа в наносах под углом 60° .

В прибортовой зоне по разведочной линии XVII^б поверх четвертичных отложений мощностью 5–10 м размещены навалы высотой ≈ 30 м. Навалы предусматривается отрабатывать 15-метровыми уступами. Для определения бермы безопасности системы «борт четвертичных отложений – нижний ярус отвала» воспользуемся табл. 4.5, согласно которой результирующий угол системы для 10-метрового уступа и 15-метрового яруса в навалах равен $29,5^\circ$ (при падении контакта в массив). Ширина бермы безопасности – 21,3 м.

4.3. Построение контура отвала вскрышных пород

На устойчивость отвалов и отдельных ярусов оказывает влияние комплекс факторов:

- процентное соотношение во вскрыше отдельных литологических разностей;
- сопротивление сдвигу отвальных пород;
- прочностные характеристики пород основания отвалов, включая характеристики сопротивления сдвигу по контактам «отвал – основание» или контактам в породах основания отвалов;
- технология отвалообразования.

Даже в пределах границ отдельного предприятия состав этих факторов может значительно изменяться, поэтому в практике, как правило, геомеханическое обоснование параметров отвалов выполняется специализированными и научными организациями. Прогноз начинается с анализа фактических параметров отвалов предприятия либо аналогов, затем графоаналитическим либо аналитическим ме-

тодами определяют прогнозные параметры и после поверочных расчетов оптимальные параметры отвала для всего диапазона инженерно-геологических условий представляют проектной организации либо предприятию в табличном виде (табл. 4.6).

Таблица 4.6

Исходные физико-механические характеристики пород

Характеристика	Значения		
	γ , т/м ³	ϕ , град	C , т/м ²
Смесь отвальных пород (глинистых отложений 10 %)	1,82	31	1,9
Смесь отвальных пород (глинистых отложений 50 %)	1,79	24	2,1
Смесь отвальных пород (глинистых отложений 100 %)	1,76	12	2,4
Основание:			
– прочное (сухое) на водоразделах и склонах логов	–	9	2,6
– слабое (водонасыщенное) в тальвегах логов	–	6	1,3

Исходные физико-механические характеристики отвальных пород, их основания и прочностные характеристики контакта отвальных пород с основанием принимаются по материалам инженерии геологических изысканий либо устанавливаются обратными расчетами; на этапе предпроектных проработок весьма часто эти свойства принимают по аналогии (см. табл. 4.6).

При определении параметров устойчивых откосов используют расчетные характеристики прочности пород и характеристики сопротивления пород сдвигу по поверхностям ослабления, которые получают путем введения в принятые характеристики прочности коэффициента запаса устойчивости n .

Результаты расчетов параметров устойчивого отвала для всей совокупности факторов по анализируемому предприятию представляют в табличном виде (табл. 4.7).

Пример построения контура отвала по расчетным параметрам

1. Устанавливаем внешние границы отвала. В данном случае это будет граница отвала до рекультивации (точка A). Полученную точку на юго-западном склоне принимаем за нижнюю бровку первого яруса отвала (рис. 4.2).

2. Определяем тип и угол наклона основания (β). В данном случае отвал будет сформирован на слоистом основании с углом наклоном $\beta = 0^\circ$.

Таблица 4.7

Параметры устойчивого отвала (ярусов)

Общая высота ⁴ отвала, м	Угол ⁵ откоса яруса или наклона отвала (град) при угле наклона основания β (град) и содержании глинистых отложений в отвальной смеси (%)					
	$\beta = 0$			$\beta = 3$		
	10	50	100	10	50	100
15	$\frac{0}{0}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{0}{30}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{0}{31}$	$\frac{0}{24}$
20	$\frac{0}{34}$	$\frac{0}{29}$	$\frac{0}{23}$	$\frac{0}{28}$	$\frac{0}{23}$	$\frac{34}{19}$
30	$\frac{0}{27}$	$\frac{31}{23}$	$\frac{27}{19}$	$\frac{34}{21}$	$\frac{28}{18}$	$\frac{24}{16}$
40	$\frac{34}{24}$	$\frac{27}{20}$	$\frac{22}{16}$	$\frac{30}{18}$	$\frac{24}{15}$	$\frac{20}{10}$
50	$\frac{31}{21}$	$\frac{25}{17}$	$\frac{19}{11}$	$\frac{27}{15}$	$\frac{21}{10}$	$\frac{16}{X}$
60	$\frac{29}{20}$	$\frac{23}{16}$	$\frac{15}{X}$	$\frac{26}{14}$	$\frac{19}{X}$	$\frac{X}{X}$
70	$\frac{28}{19}$	$\frac{22}{15}$	$\frac{X}{X}$	$\frac{24}{12}$	$\frac{18}{X}$	$\frac{X}{X}$

Принимая за основное условие максимальную приемную способность отвала, устанавливаем высоту ярусов отвала 10 м. По табл. 4.7 определяем результирующие углы откоса отвала для проектных высот 10, 20 м и т. д. до проектной отметки отвала +150 м при наклоне основания $\beta = 0^\circ$ (если угол наклона основания меняется от 0 до 3° , тогда интерполяцией значений при $\beta = 0$ и 3° соответственно).

3. Строим контур отвала. Для этого от начальной точки А до соответствующих по высоте горизонтов отстраиваем определенные

⁴ Вертикальное расстояние между верхней и нижней бровками отвала.

⁵ В числителе приведено значение при отсыпке отвала на водоразделе (склоне), в знаменателе – при отсыпке на обводненные породы в долине оврага (тальвега лога). Знак «0» указывает на равенство углу естественного откоса отвальных пород ($36\text{--}38^\circ$). Наличие знака «X» указывает на нецелесообразность отсыпки отвала при данном значении результирующего угла наклона, и в этой связи оно не приводится.

по табл. 4.7 результирующие углы наклона отвала ($\alpha_{10,20} = 37^\circ$, $\alpha_{30} = 31^\circ$, $\alpha_{40} = 27^\circ$ и $\alpha_{50} = 25^\circ$), получая при этом точки 1, 2, 3 и 4 – положение верхних бровок соответствующих ярусов (рис. 4.2).

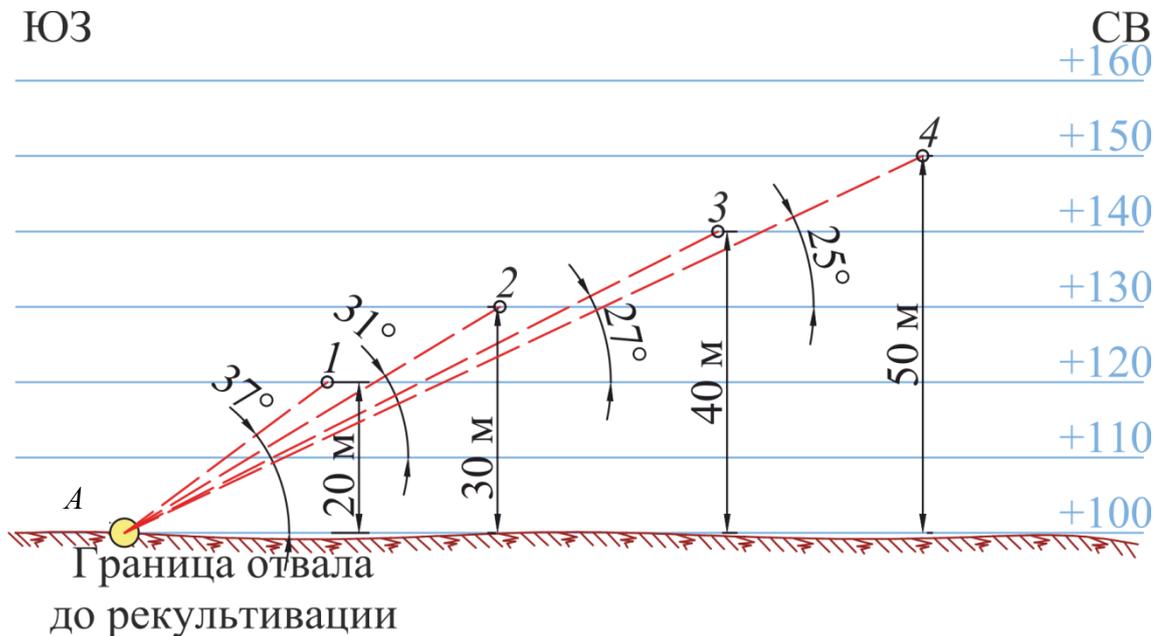


Рис. 4.2. Схема построения горизонтов ярусов отвала по результирующим углам (1 этап)

4. От полученного положения бровок (точки 1, 2, 3 и 4) отстраиваем откосы ярусов, откладывая до нижележащих горизонтов угол естественного откоса отвальных пород ($36^\circ \div 38^\circ$). Получаем точки 5, 6, 7. Первый и второй ярус объединяем в один, так как они отстроены под углом естественного откоса отвальных пород (рис. 4.3).

5. Соединяем полученные верхние и нижние бровки (соединяем точку 3 с точкой 5, 2 – с точкой 6, 1 – с точкой 7), отстраивая контур профиля отвала (рис. 4.4).

6. Аналогичные действия выполняем при построении контура отвала на северо-восточном склоне и получаем полный контур отвала до проектной отметки +150 м (рис. 4.5).

Формирование отвала в границах земельного отвода необходимо выполнять в восходящем порядке, т. е. приступать к формированию последующих ярусов после полного завершения предыдущего, что экономически может быть не оправдано, но значительно повышает устойчивость отвала.

На заключительном этапе отстраивают, учитывая границы

и конфигурацию земельного отвода, контур отвала в плане между сечениями (см. рис. 4.5). При необходимости отстраивают контур отвала на дополнительных сечениях.

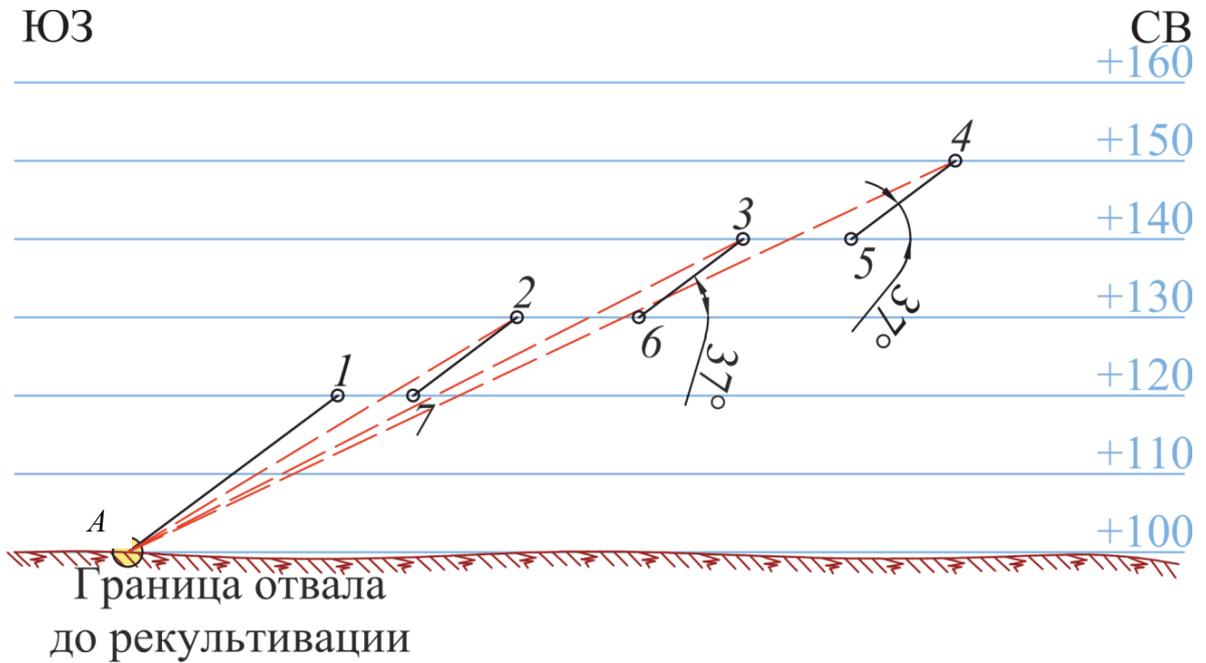


Рис. 4.3. Схема построения откосов ярусов отвала (2 этап)

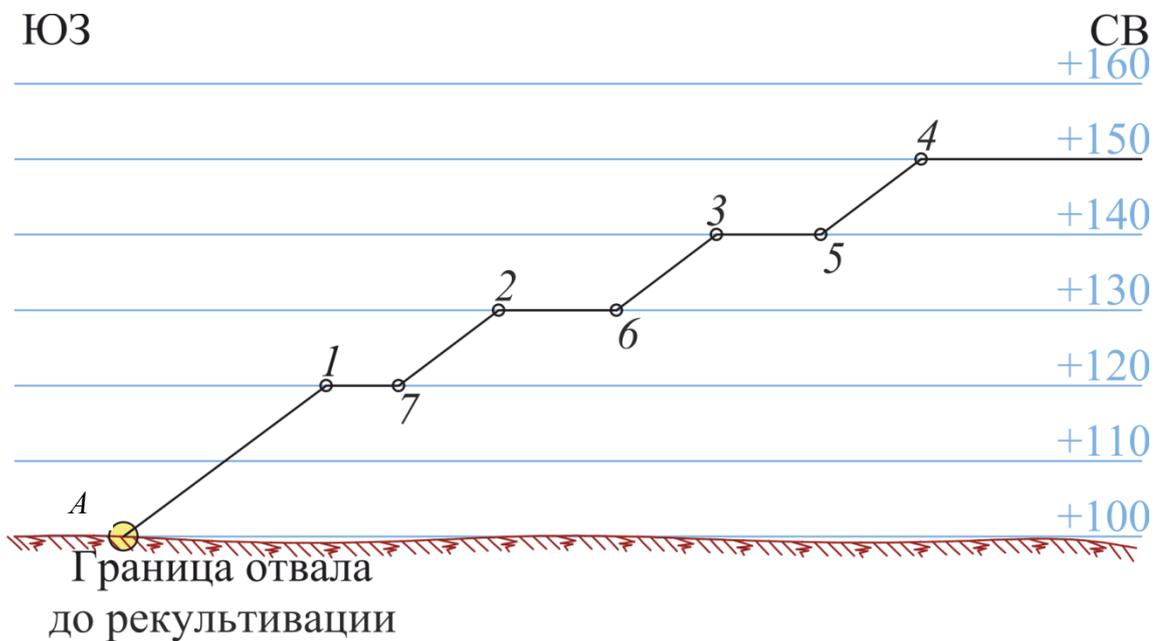


Рис. 4.4. Схема построения профиля отвала (3 этап)

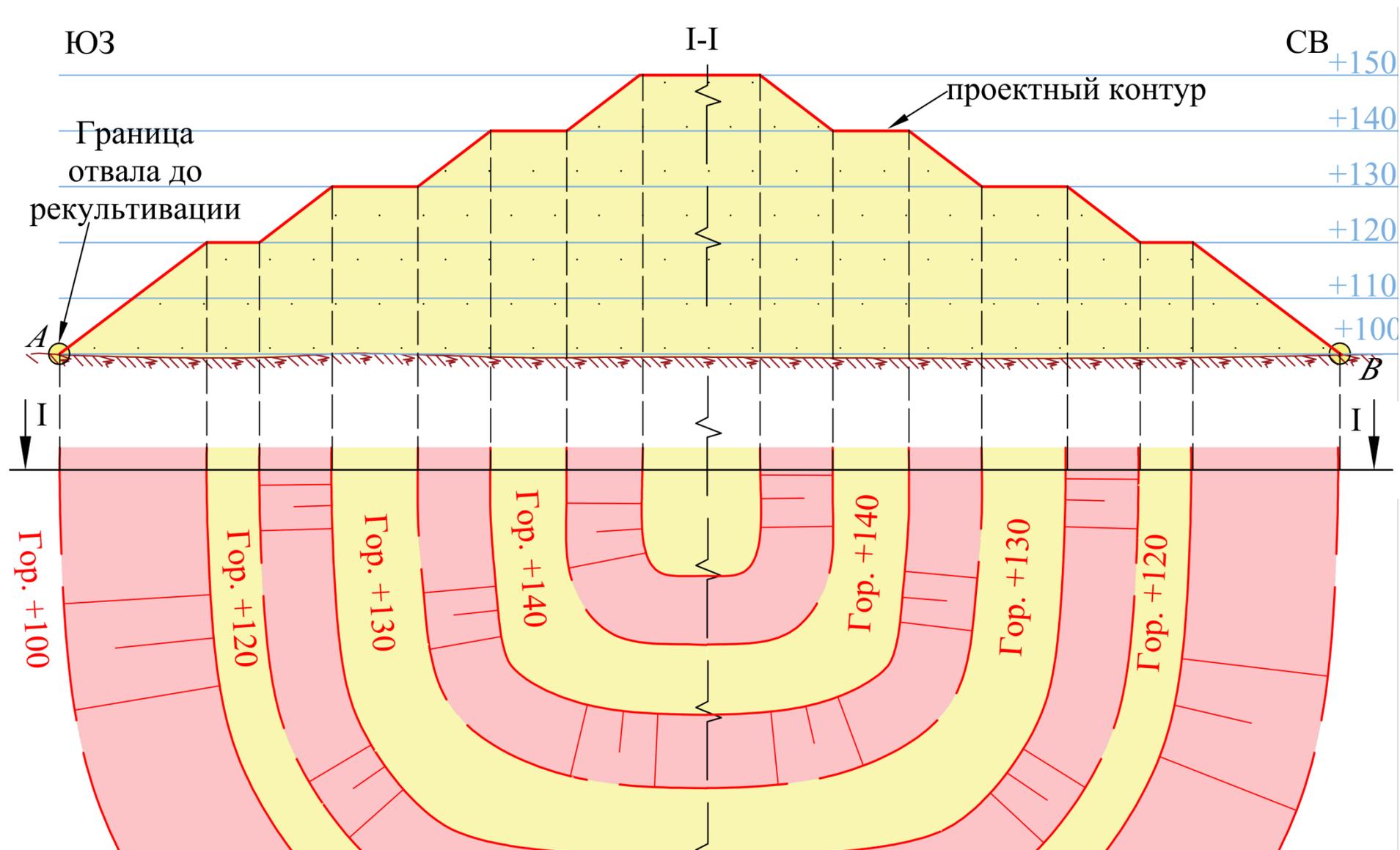


Рис. 4.5. Схема построения планового положения проектного контура отвала

Вопросы для самоконтроля по главе 4

1. Какие исходные данные необходимо иметь для расчета параметров устойчивых бортов и отвалов?
2. От чего зависит величина коэффициента запаса устойчивости?
3. Как определить расчетные характеристики прочности пород прибортового массива и характеристики сопротивления пород сдвигу по поверхностям ослабления?
4. Что понимают под критериями безопасности при планировании горных работ?
5. При каком условии обеспечивается устойчивость бортов, уступов и отвалов?
6. Назвать порядок расчета максимальных по условию устойчивости параметров для борта, расположенного в лежащем боку залежи.
7. По каким графикам и формулам выполняют расчет максимальных по условию устойчивости параметров уступов и бортов карьера в зависимости от направления падения слоев пород и сопротивления сдвигу по контактам слоев?
8. Какие исходные данные определяют устойчивость системы «борт в четвертичных отложениях – нижний ярус отвала»?
9. Построить контур борта по расчетным параметрам, приведенным в табл. 4.2 и 4.3, для условий, заданных преподавателем.
10. Построить контур отвала по расчетным параметрам, приведенным в табл. 4.4, для условий, заданных преподавателем.
11. Построить контур системы «борт – отвал» по параметрам, приведенным в табл. 4.5, для условий, заданных преподавателем.

Глава 5. ВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ В ОПАСНЫХ ЗОНАХ

5.1. Общие сведения о ведении горных работ в опасных зонах

К потенциально опасным зонам на угольном разрезе, где ведутся горные работы, относят участки, площадки, в пределах которых имеются зоны, характеризующиеся наличием природных или техногенных факторов, под воздействием которых может возникнуть аварийное состояние объекта ведения горных работ, что создаст угрозу опасности для жизни людей либо нанесет значительный ущерб имуществу других лиц и окружающей среде.

Ведение горных работ в потенциально опасных зонах необходимо организовать согласно требованиям Правил безопасности [12], основные положения которых приведены в настоящей главе.

При ведении горных работ в потенциально опасной зоне в проекте на отработку месторождения должны быть предусмотрены все меры безопасности.

На стадии проектирования угольного разреза или его реконструкции установление границ потенциально опасных зон и разработка мероприятий по безопасному ведению горных работ в этой зоне осуществляются проектной организацией и утверждаются в составе проекта в целом.

В процессе ведения горных работ на угольном разрезе решения, принятые проектной организацией по установлению перечня и границ потенциально опасных зон, а также мероприятия по безопасному ведению горных работ в этих зонах подлежат обязательному уточнению и в случае внесения изменений утверждению техническим руководителем (главным инженером) угольного разреза.

При выявлении участка опасной зоны в процессе разработки месторождения горные работы должны быть остановлены до составления угольным разрезом проекта или разработки мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне.

Границы опасных зон на местности следует обозначать предупредительными знаками, ограждениями или предохранительными валами.

Разработка и реализация проектов или мероприятий по безопасному ведению открытых горных работ в опасных зонах и отне-

сение участков к опасным зонам проводятся специалистами маркшейдерской и геологической службы под руководством технического руководителя (главного инженера) угольного разреза.

Проектные решения или мероприятия по безопасному ведению горных работ в опасной зоне должны основываться на расчетах, выполненных маркшейдерской и геологической службами угольного разреза, а также заключениях и рекомендациях профильных научно-исследовательских и (или) экспертных организаций по обеспечению безопасной отработки участков деформаций.

Руководители маркшейдерской и геологической служб угольного разреза должны уведомлять об обнаружении опасных зон технического руководителя (главного инженера) угольного разреза и начальника участка.

Технический руководитель (главный инженер) угольного разреза после получения уведомления об обнаружении опасных зон должен определить сроки по разработке проекта или мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне, назначить специалистов, отвечающих за выполнение следующих видов работ:

- расчет и построение границ опасной зоны;
- нанесение границ опасной зоны на планы горных выработок;
- составление проекта или мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне;
- ведение горных работ в опасной зоне с реализацией предусмотренных в проекте решений;
- контроль выполнения намечаемых мероприятий;
- снятие опасной зоны с контроля.

Главный технолог угольного разреза (заместитель технического руководителя (главного инженера) угольного разреза):

- участвует в разработке проекта или мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне;
- знакомит с утвержденным проектом должностных лиц, выполняющих и контролирующих выполнение предусмотренных проектом мероприятий;
- осуществляет контроль выполнения проекта или мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне.

Руководитель службы производственного контроля осуществляет контроль за своевременным и правильным обозначением опасной зоны на местности предупредительными знаками, ограж-

дениями или предохранительными валами.

Главный маркшейдер угольного разреза:

- относит совместно с главным геологом угольного разреза участки к опасным зонам и строит их границы;

- наносит границы опасных зон на планы горных работ;

- разрабатывает маркшейдерскую документацию, необходимую для отнесения участков ведения горных работ к опасным зонам, построения границ этих зон, составления проекта или мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне;

- участвует в разработке проекта или мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне;

- не позднее чем за месяц до подхода горных выработок к границам опасных зон письменно в Книге указаний и уведомлений маркшейдерской службы уведомляет об этом технического руководителя (главного инженера) разреза и начальника соответствующего участка;

- ведет совместно с главным геологом угольного разреза учет опасных зон угольного разреза;

- организует наблюдение за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов в объемах, предусмотренных проектом;

- составляет отчет по результатам наблюдений за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов;

- доводит до технического руководителя (главного инженера) угольного разреза данные и выводы по результатам наблюдений за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов.

Главный геолог угольного разреза:

- относит совместно с главным маркшейдером угольного разреза участки к опасным зонам и строит их границы;

- разрабатывает геологическую документацию, необходимую для отнесения участков к опасным зонам, построения границ опасных зон, составления проекта ведения горных работ в опасных зонах;

- участвует в разработке проекта или мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне;

- ведет наблюдения за изменением горно-геологической обстановки в процессе ведения горных работ в опасной зоне;

- ведет совместно с главным маркшейдером угольного разреза учет опасных зон угольного разреза.

Начальник участка, в пределах которого находится опасная зона:

- участвует в разработке проекта или мероприятий по безопасной работе в опасной зоне;
- реализует выполнение проекта или мероприятий по безопасной работе в опасной зоне;
- проводит инструктаж сменного участкового надзора и работников по безопасным методам ведения горных работ в опасной зоне в соответствии с проектом или мероприятиями по безопасной работе в опасной зоне.

Перечень действующих и ликвидированных опасных зон принимается комиссией в составе руководителя службы производственного контроля, главного технолога, главного маркшейдера, главного геолога угольного разреза при составлении планов развития горных работ. Перечень утверждается техническим руководителем (главным инженером) угольного разреза.

Перечень опасных зон должен прилагаться к плану развития горных работ. Границы опасных зон должны быть нанесены на профили и сводно-совмещенные планы горных работ. Опасные зоны наносят на горно-графическую документацию в соответствии с условными обозначениями для горно-графической документации.

Перечень опасных зон угольного разреза, прилагаемых к плану развития горных работ, должен содержать:

- опасные зоны в контурах угольного разреза, отвалов, в пределах которых в планируемый период предполагается ведение горных и других видов работ;
- опасные зоны, в пределах которых проходят транспортные магистрали угольного разреза или возможно появление людей, механизмов, транспортных средств;
- опасные зоны, образованные работами других горных предприятий (угольных разрезов и шахт) и попадающие в контуры ведения горных и других видов работ в плановый период;
- опасные зоны, в которые попадают действующие объекты других предприятий (угольных разрезов и шахт).

Проект безопасного ведения горных работ в опасной зоне должен содержать:

- краткую характеристику участка, расположенного в опасной зоне;

– данные, на основании которых участок отнесен к опасной зоне;

– обоснование целесообразности или производственной необходимости проведения горных работ в опасной зоне;

– сведения о построении границ опасной зоны (использованные нормативные и методические материалы) и при необходимости сведения о запасах угля в границах опасной зоны;

– для зон, опасных по геомеханическим условиям, сведения о расчете устойчивых параметров (угол устойчивого откоса либо высота борта, отвала, уступа; кем, когда и по какому участку был произведен расчет);

– мероприятия по безопасному ведению горных работ в опасной зоне, в том числе связанные с приведением участка в безопасное состояние;

– график выполнения намеченных в локальном проекте мероприятий с указанием сроков и должностных лиц, ответственных за реализацию и контроль выполнения этих мероприятий;

– другие сведения, поясняющие и уточняющие намеченные мероприятия и направленные на повышение безопасности пребывания людей в опасной зоне и вблизи нее (укрытия, пути отхода и меры безопасности);

– план горных работ масштабов 1:5000 или 1:2000, на который нанесены границы опасной зоны, расположение оборудования и коммуникаций, проектируемые горные выработки, в том числе направленные на приведение участка в безопасное состояние; выкопировку с плана земной поверхности с изображением объектов, связанных с опасной зоной;

– вертикальные угольные разрезы при их наличии (в том числе геологические);

– графические материалы, связанные с построением границ опасных зон;

– технологическую схему ведения горных работ в опасной зоне.

Начальник участка и горные мастера, организующие ведение работ в опасной зоне, ведут контроль выполнения предусмотренных проектом мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне. Начальник участка должен проводить инструктаж работникам по безопасным методам ведения работ в соответствии

с проектом или мероприятиями.

По окончании работ в опасной зоне комиссия, назначаемая техническим руководителем (главным инженером) угольного разреза, под руководством его заместителя, дает оценку эффективности проведенных мероприятий по безопасному ведению горных работ в опасной зоне и принимает решение о снятии зоны с контроля.

5.2. Ведение горных работ в зонах, опасных по геомеханическим условиям

К зонам, опасным по геомеханическим условиям, должны относиться:

– горный массив с наклонным и пологим залеганием слоистости в сторону выработанного пространства при наличии в призме возможного обрушения тектонических трещин, секущих уступ, протяженностью более $0,25-0,30$ высоты уступа (H) или ослабленных поверхностей, а также при подрезке такого массива горными работами на высоту более высоты черпания экскаватора (рис. 5.1);

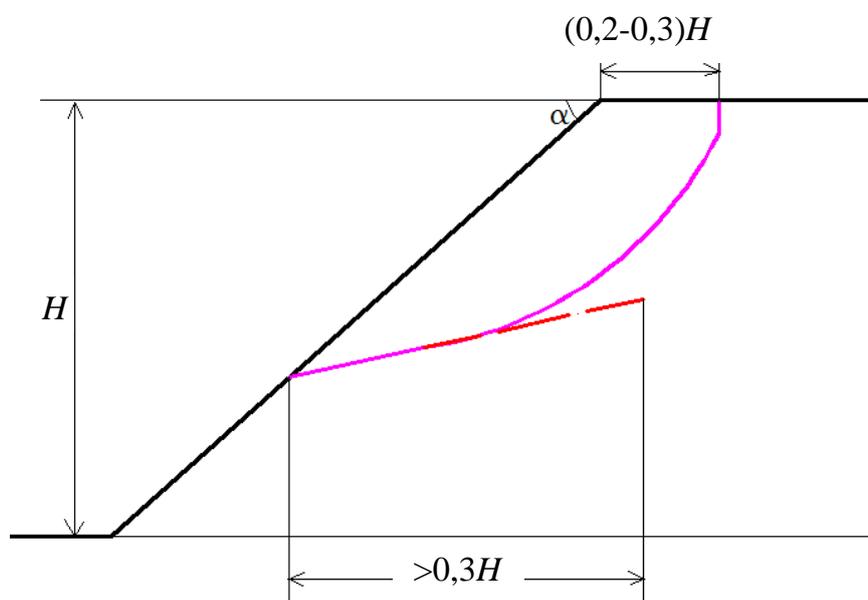


Рис. 5.1. Борт массива горных пород с наклонным и пологим залеганием слоистости в сторону выработанного пространства при наличии тектонических трещин протяженностью более $0,25-0,30$ высоты уступа

– участок повышенной водообильности бортов и отвалов, сложенных мягкими связными и твердыми глинистыми, а также рыхлыми несвязными или слабосцементированными породами (рис. 5.2);

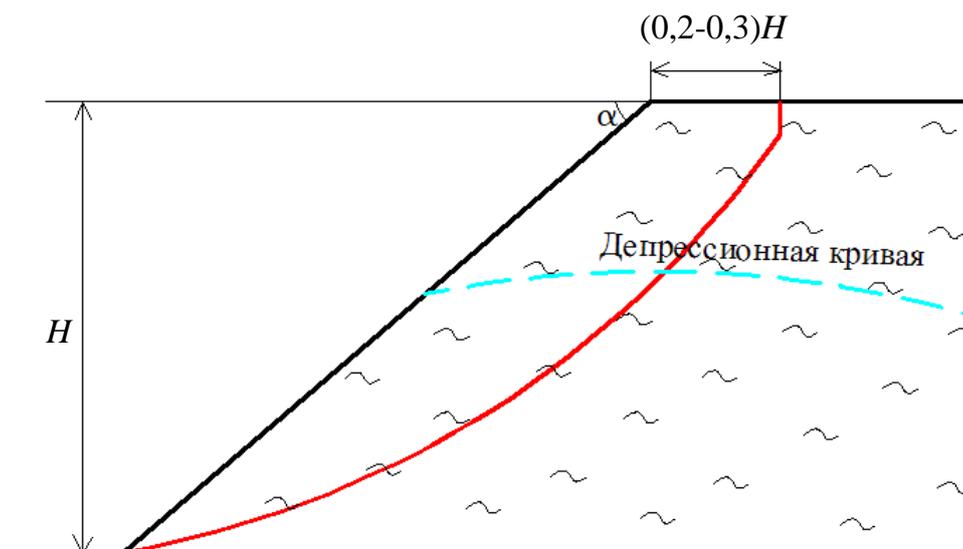


Рис. 5.2. Участок повышенной водообильности борта, сложенного твердыми глинистыми породами

– участок бортов карьера и откосов отвалов, на которых обнаружены признаки деформаций: трещины, заколы или просадки, (рис. 5.3);

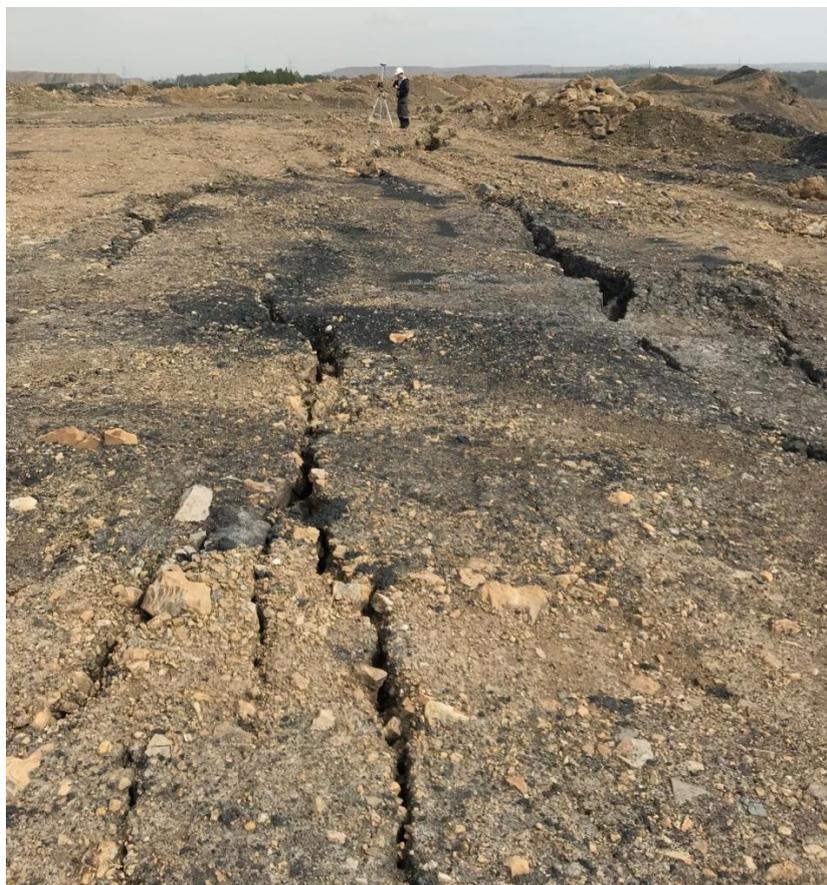


Рис. 5.3. Фотоснимок участка отвала вскрышных пород, на котором обнаружены признаки деформаций

– участок борта, нагруженный отвалом, размещенным в пределах призмы возможного обрушения (рис. 5.4).

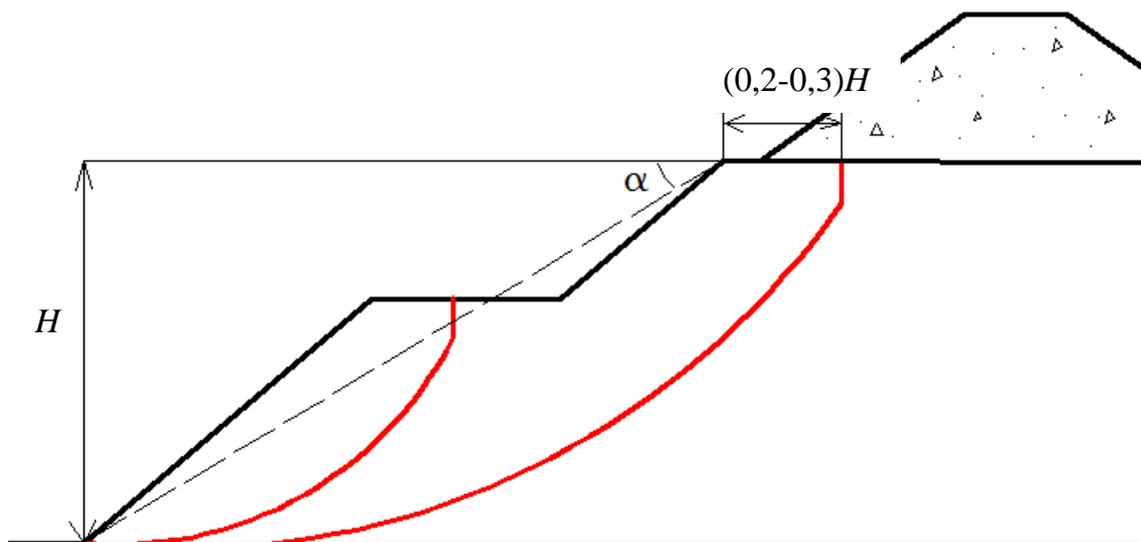


Рис. 5.4. Участок борта, нагруженный отвалом, размещенным в пределах призмы возможного обрушения

Для обеспечения безопасности ведения горных работ в зонах, опасных по геомеханическим условиям, необходимо проведение следующих мероприятий:

- обоснование параметров зоны возможных деформаций в соответствии с особенностями геологического строения прибортового массива;
- составление проекта наблюдательной маркшейдерской станции и проведение наблюдений в целях контроля распространения деформаций в зоне прибортового массива;
- оценка устойчивости откосов по результатам наблюдений;
- построение графика скоростей смещения реперов, анализ деформаций и построение поверхности скольжения по векторам смещения реперов;
- прогноз устойчивого угла откоса борта на основе анализа результатов натуральных наблюдений и проектных параметров;
- определение призмы возможного обрушения по результатам натуральных наблюдений и расчета коэффициента устойчивости в соответствии со схемой деформирования прибортового массива;
- построение границы опасной зоны, которая в верхней части определяется границей призмы возможного обрушения, в нижней – вероятным контуром оползневого тела.

Контур оползневого тела располагается в основании борта или отвала под углом внутреннего трения для пород во влажном состоянии, так как в момент оползня силы сцепления по поверхности скольжения перестают действовать и сдвигающие силы уравновешиваются только силами трения.

Если фиксируемые деформации имеют затухающий характер, то происходит закономерное перераспределение напряжений и не требуется никаких противооползневых мероприятий. В случае если наблюдения показывают нарастание деформаций, необходимо провести их анализ и установить факторы, влияющие на развитие деформаций.

При превышении допустимых скоростей смещения реперов, появлении трещин и заколов необходимо горные работы остановить и разработать противооползневые мероприятия.

Для отвалов, отсыпаемых на слабое основание, а также для многоярусных отвалов, отсыпаемых на наклонное основание (с углами наклона более 14°), выбор оптимальных параметров необходимо производить в соответствии с указаниями по расчету устойчивости и несущей способности отвалов, если это не было выполнено в проекте на отработку месторождения.

5.3. Ведение горных работ в приоткосных участках бульдозерных отвалов при разгрузке отвальных пород непосредственно под откос при появлении в призме возможного обрушения признаков деформаций

Автосамосвалы должны разгружаться на отвале, перегрузочном пункте либо в иных местах разгрузки, предусмотренных проектом (паспортом), вне призмы возможного обрушения. Размеры этой призмы устанавливаются геомеханическими расчетами устойчивости отвала, нагруженного весом автосамосвала (максимальной грузоподъемности), маркшейдерской службой угольного разреза.

Площадки бульдозерных отвалов и перегрузочных пунктов должны иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3° , направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы работающих автосамосвалов, и необходимый фронт для маневровых операций транспортных средств, бульдозеров.

Зона разгрузки должна быть ограждена с обеих сторон предупредительными знаками. По всему фронту в зоне разгрузки должен

быть сформирован из породы предохранительный вал высотой не менее $0,5$ диаметра колеса самосвала максимальной грузоподъемности, применяемого в данных условиях. Внутренняя бровка предохранительного вала должна располагаться вне призмы возможного обрушения яруса отвала. Во всех случаях высота предохранительного вала не должна быть менее 1 м.

При появлении признаков деформаций (трещин, заколов, просядок) на площадке и (или) в приоткосной зоне работы по отвалообразованию должны быть остановлены до составления проекта ликвидации участка опасной зоны. Формирование отвала в дальнейшем должно производиться по проекту ликвидации участка опасной зоны.

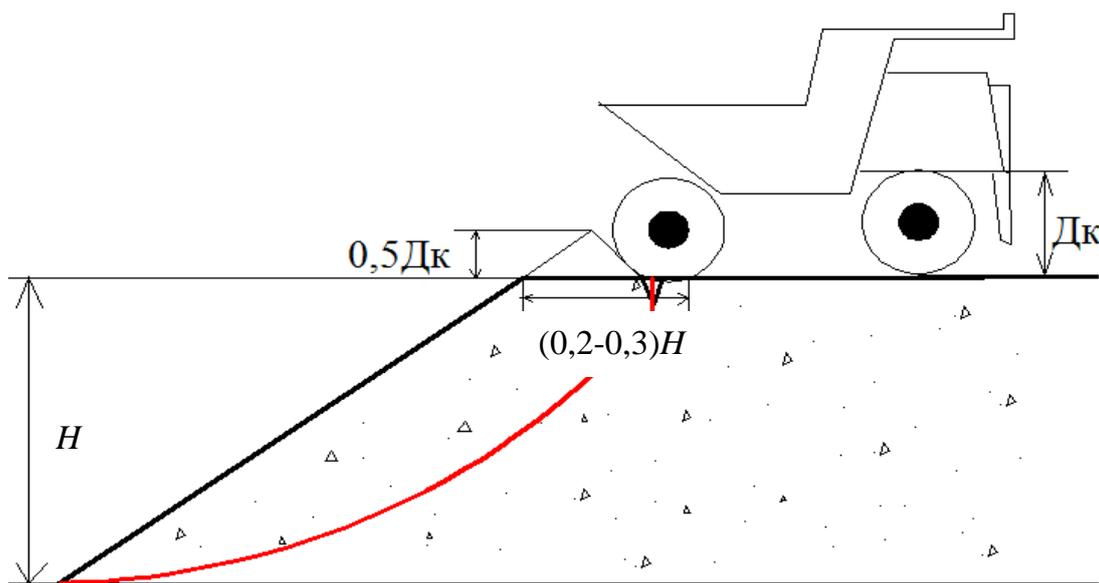


Рис. 5.5. Проявление признаков деформаций в призме возможного обрушения в приоткосном участке бульдозерного отвала

5.4. Ведение горных работ в зоне влияния действующих, законсервированных и ликвидированных подземных выработок

При ведении открытых горных работ в зоне влияния действующих и законсервированных подземных горных выработок необходимо:

- обосновать целесообразность или производственную необходимость проведения горных работ в опасной зоне;

– провести технические расчеты массового взрыва в соответствии с Правилами безопасности при взрывных работах, утвержденными Приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 16 декабря 2013 г. № 605 (зарегистрирован Министерством юстиции Российской Федерации 1 апреля 2014 г., регистрационный № 31796), с нанесением на планы горных работ зоны действия воздушной ударной волны и сейсмически безопасных расстояний;

– нанести границы мульды сдвижения, значения граничных углов и углов сдвижения, зоны опасного влияния подземных выработок на план и профили, отражающие развитие горных работ угольного разреза (рис. 5.6).

На основании материалов по техническим расчетам массового взрыва и границы мульды сдвижения разработать мероприятия по совместной работе угольного разреза и шахты, которые должны быть согласованы техническими руководителями (главными инженерами) угольного разреза и шахты.

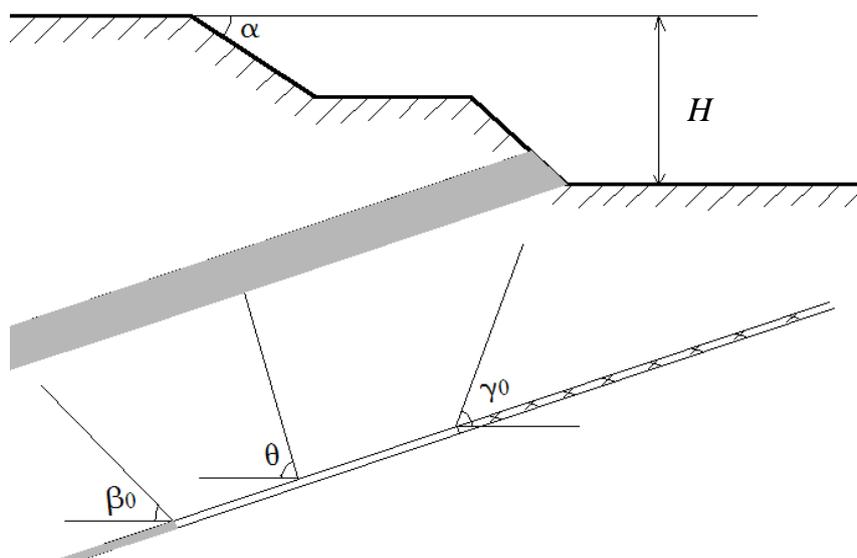


Рис. 5.6. Профиль открытых горных выработок в зоне влияния подземных работ

5.5. Ведение горных работ в зоне пожаров на угольных пластах и складах, а также на отвалах углесодержащих пород

Порядок и способы безопасного ведения горных работ по ликвидации экзогенных пожаров и в зоне их действия определяются техническим руководителем (главным инженером) угольного разре-

за. В проектах строящихся или реконструируемых угольных разрезов, разрабатывающих угли, склонные к самовозгоранию, должен быть предусмотрен раздел, включающий комплекс технических мероприятий по профилактике и тушению пожаров с учетом горно-геологических условий. На действующих угольных разрезах горные работы в зоне эндогенных пожаров должны вестись на основании проектов, разработанных технической службой угольного разреза или проектной организацией. В случае выявления очагов эндогенных пожаров на ранней стадии их развития горные работы по их отработке или вблизи них ведут в соответствии с мероприятиями, составленными угольным разрезом и утвержденными техническим руководителем (главным инженером) угольного разреза.

Вопросы для самоконтроля по главе 5

1. Какие участки на угольных разрезах относят к опасным зонам?
2. Перечислить мероприятия по безопасному ведению горных работ в опасной зоне на стадии проектирования и в процессе ведения горных работ.
3. За какие виды работ при обнаружении опасной зоны ответственность возлагается на главного маркшейдера?
4. Назвать зоны, опасные по геомеханическим условиям.
5. Перечислить мероприятия, которые необходимо провести для обеспечения безопасного ведения горных работ в зонах, опасных по геомеханическим условиям.
6. В каком случае не требуется разработка противооползневых мероприятий?
7. В каком случае требуется разработка проекта ликвидации опасной зоны при ведении горных работ в приоткосных участках бульдозерных отвалов при разгрузке отвальных пород непосредственно под откос?
8. Какие материалы необходимо подготовить для разработки мероприятий по совместной работе угольного разреза и шахты?
9. Какие действия должен выполнить главный маркшейдер при обнаружении опасной зоны?
10. Какое должностное лицо определяет порядок и способы безопасного ведения горных работ по ликвидации экзогенных пожаров и в зоне их действия?

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В учебном пособии авторы попытались найти наиболее доступные формы изложения достаточно сложного материала, познакомиться с основными задачами, которые приходится регулярно решать маркшейдеру в практической деятельности.

Учебное пособие задумано как самоучитель по планированию горных работ на карьере. В каждой из пяти глав в доступной форме кратко изложен теоретический материал, приведены конкретные примеры и подходы к их решению, даны контрольные вопросы для проверки знаний по изученному разделу.

Учебное пособие построено таким образом, чтобы студент самостоятельно смог разобраться в терминах, понятиях, расчетах и других особенностях дисциплины.

Последовательность изложения материала пособия вполне логична – вначале студент знакомится с основными правовыми и нормативными документами, так как одна из основных функций маркшейдерской службы – это контроль правильного и рационального использования недр. Далее излагаются факторы и критерии, влияющие на выбор показателей планирования. Наиболее подробно раскрыта задача планирования добычи и вскрыши – одна из основных в практической деятельности маркшейдера. Здесь же показано построение контура горной выработки по параметрам, обеспечивающим ее устойчивость, а также построение контура устойчивого отвала вскрышных пород. Заканчивается изложение материала сведениями об опасных зонах при ведении открытых горных работ и рекомендациями относительно организации контроля при реализации мероприятий по безопасному ведению горных работ.

Авторы полагают, что такое изложение материала, наличие большого числа конкретных практических задач позволит студентам овладеть одной из основных профессионально-специализированных компетенций: **ПСК-4-2** – осуществлять планирование развития горных работ и маркшейдерский контроль состояния горных выработок, зданий, сооружений и земной поверхности на всех этапах освоения и охраны недр с обеспечением промышленной и экологической безопасности.

Лабораторная работа № 1

Определение подготовленных и готовых к выемке запасов

1. Цель работы: определить наличие подготовленных и готовых к выемке запасов на начало года для отдельного эксплуатационного участка.

2. Исходные данные:

2.1. План и профили участка открытых горных работ, пополненные на начало планового периода.

2.2. Сведения о марке экскаватора на участке.

3. Порядок выполнения работы:

3.1. Определяем параметры элементов системы разработки в зависимости от горно-геологических условий и применяемого оборудования. Для этого выбрали экскаватор Hitachi EX1200 (табл. 3.1).

3.1.1. Высота добычного уступа h_y принимается не более максимальной высоты черпания экскаватора. По табл. 3.3 находим значение максимальной высоты черпания экскаватора – 12,41 м. Исходя из этого принимаем высоту добычного уступа 12,0 м.

3.1.2. Ширина заходки экскаватора A (м) для крепких пород после взрыва определяется по формуле

$$A = (1,5 \div 1,7)R_{чy};$$

$$A = 1,6 \cdot 13,36 \approx 21,5,$$

где $R_{чy}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, принимается в соответствии с табл. 3.3.

3.1.3. Величину предохранительной бермы $B_{п}$ определяем по формуле для неустойчивых пород

$$B_{п} = h_y(\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha);$$

$$B_{п} = 12(\operatorname{ctg} 70^\circ - \operatorname{ctg} 75^\circ) = 1,2 \text{ м},$$

где α_y, α – соответственно устойчивый и рабочий углы откоса уступов, град. Определяются по табл. 3.4.

3.1.4. Ширину рабочей площадки рассчитываем по формуле

$$B = B_{\text{н}} + \Pi_{\text{о}} + T + C + B_{\text{р}};$$

$$B = 3 + 5 + 7 + 2 + 1,2 \cdot 12 \approx 31,5 \text{ м},$$

где $B_{\text{н}}$ – берма безопасности (если расчетное значение получилось менее 3 м, то принимаем $B_{\text{н}} = 3$ м; $\Pi_{\text{о}}$ – ширина рабочей площадки для размещения дополнительного оборудования ($\Pi_{\text{о}} = 5$ м); T – ширина транспортной полосы (для автотранспорта $T = 7$ м); C – расстояние от нижней бровки уступа (развала) до транспортной полосы, $C = 2,0$ м; $B_{\text{р}}$ – ширина развала (в легковзрываемых породах $B_{\text{р}} = 1,2 h_{\text{у}}$).

4. Строим 5–7 сечений по профильным линиям горных выработок участка открытых горных работ и оформляем в соответствии с условными обозначениями горной графической документации (рис. П.1.1).

5. На каждом профиле отстраиваем контуры подготовленных и готовых к выемке запасов угля согласно методике, изложенной в подразделе 3.1 настоящего учебного пособия. Контуры подготовленных и готовых к выемке запасов угля закрашиваем красным цветом.

6. Выполняем расчет подготовленных к выемке запасов угля способом вертикальных сечений (табл. П.1.1).

Аналогично рассчитываются готовые к выемке запасы угля.

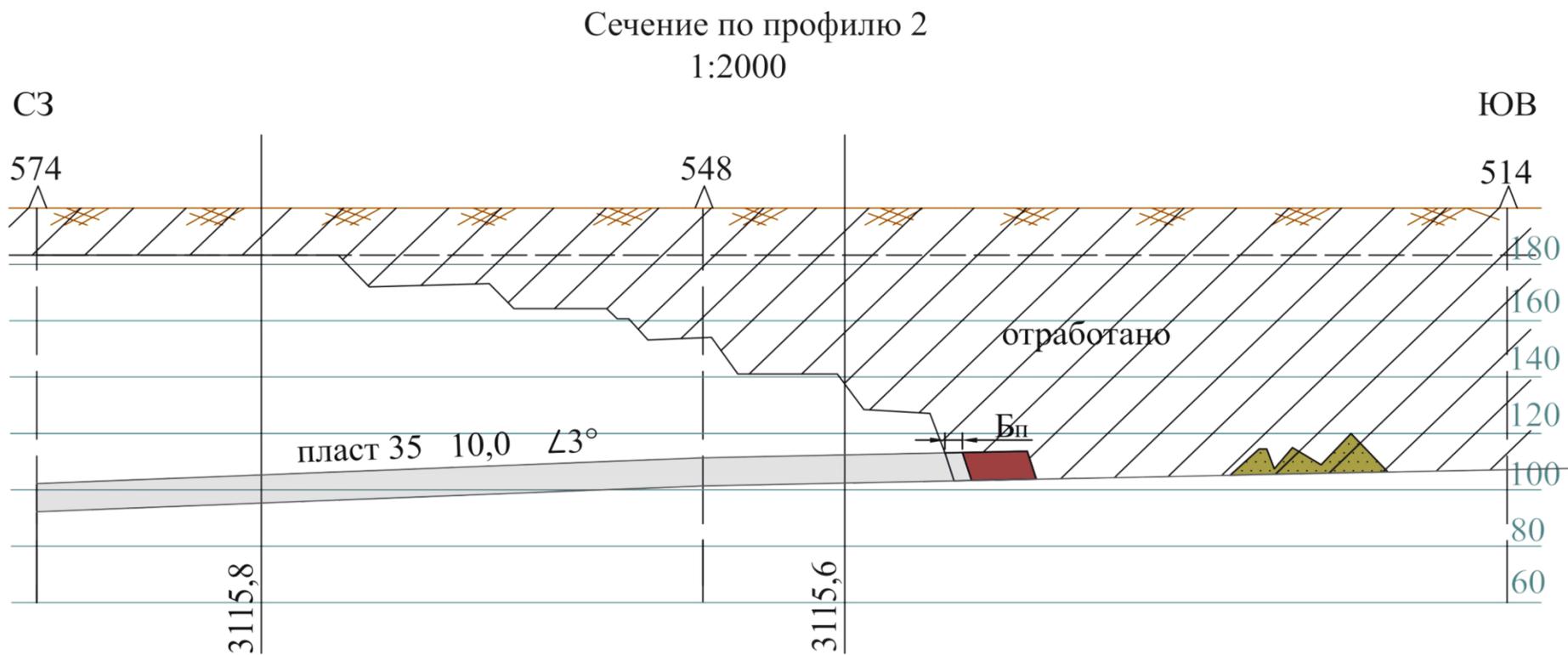


Рис. П.1.1. Определение подготовленных к выемке запасов:
 Б_п – предохранительная берма по угольному уступу;
 — подготовленные к выемке запасы угля

Таблица П.1.1

Расчет подготовленных к выемке запасов угля

Профиль	$S, \text{ м}^2$	$S_{\text{ср}} = \frac{S_1 + S_{i+1}}{2}, \text{ м}^2$	Расстояние между профилями $a, \text{ м}$	$V = S_{\text{ср}}a, \text{ м}^3$	$Q = V\gamma, \text{ т}^6$
		12,5	0	0	0
1	25				
		237,5	50	11875	15438
2	450				
		365	50	18250	23725
3	280				
		140	40	5600	7280
4	0				
		310	15	4650	6045
5	620				
		310	25	7750	10075
6	0				
		265,5	15	3982,5	5177,3
7	531				
		473	50	23650	30745
8	415				
		207,5	0	0	0
	Итого:			75758	98485

Вывод: в ходе выполнения лабораторной работы были определены параметры элементов системы разработки в зависимости от горно-геологических условий и применяемого оборудования. Для экскаватора Hitachi EX1200 вычислили:

- высоту добычного уступа $h_y = 12,0 \text{ м}$;
- ширину заходки экскаватора $A = 21,5 \text{ м}$;
- величину предохранительной бермы $B_{\text{п}} = 1,2 \text{ м}$;
- ширину рабочей площадки $B = 31,5 \text{ м}$.

Выполнен расчет подготовленных к выемке запасов угля на начало планового периода: $Q = 98,485 \text{ тыс. т}$.

Готовые к выемке запасы угля на анализируемом участке отсутствуют.

⁶ γ – объемный вес угля, $\text{т}/\text{м}^3$.

Лабораторная работа № 2

Расчет нормативов потерь

1. Цель работы: определить эксплуатационные потери полезного ископаемого на плановый период.

2. Исходные данные:

2.1. План и профили участка открытых горных работ.

2.2. Горно-геологические условия участка.

2.3. Параметры элементов системы разработки.

2.4. Плановая добыча товарного угля по участку, ширина заходки, мощность пласта и плотность угля (табл. П.2.1).

Таблица П.2.1

Исходные данные

План-задание по добыче, тыс. т/год	Ширина заходки, м	Мощность пласта, м	Объемный вес угля, т/м ³
1000	28,0	27,6	1,35

3. Порядок выполнения работы:

3.1. Используя типовые технологические схемы ведения горных работ, составляем в крупном масштабе (рис. П.2.1) технологическую схему отработки угольного уступа на участке.

3.2. Выбираем виды и места образования потерь угля (рис. П.2.2):

- потери в кровле S_K ;
- потери от зачистки при оконтуривании S_{OK} ;
- потери в почве S_P ;
- потери в треугольниках в верхней части уступа при взрывании вмещающих пород $S_{взр}$;
- потери в треугольниках в почве пласта у борта уступа из-за непрочерпывания угля $S_{НП}$.

3.3. Для соответствующих геологических условий (см. табл. 3.5) определяем нормативы потерь угля и записываем в табл. П.2.2.

3.4. Выполняем расчет эксплуатационных потерь (табл. П.2.2).

Длина фронта работ уступа по углю

$$L_{\phi} = \frac{D_T}{A m \gamma'}$$

где D_T – план-задание по добычи, т/год ($D_T = 1000$ тыс. т/год);
 A – ширина заходки экскаватора, м ($A = 28$ м); m – мощность пласта, м ($m = 27,6$ м); γ – объемный вес угля, т/м³ ($\gamma = 1,35$ т/м³).

$$L_{\phi} = \frac{1000000}{28 \cdot 27,6 \cdot 1,35} = 958 \text{ м.}$$

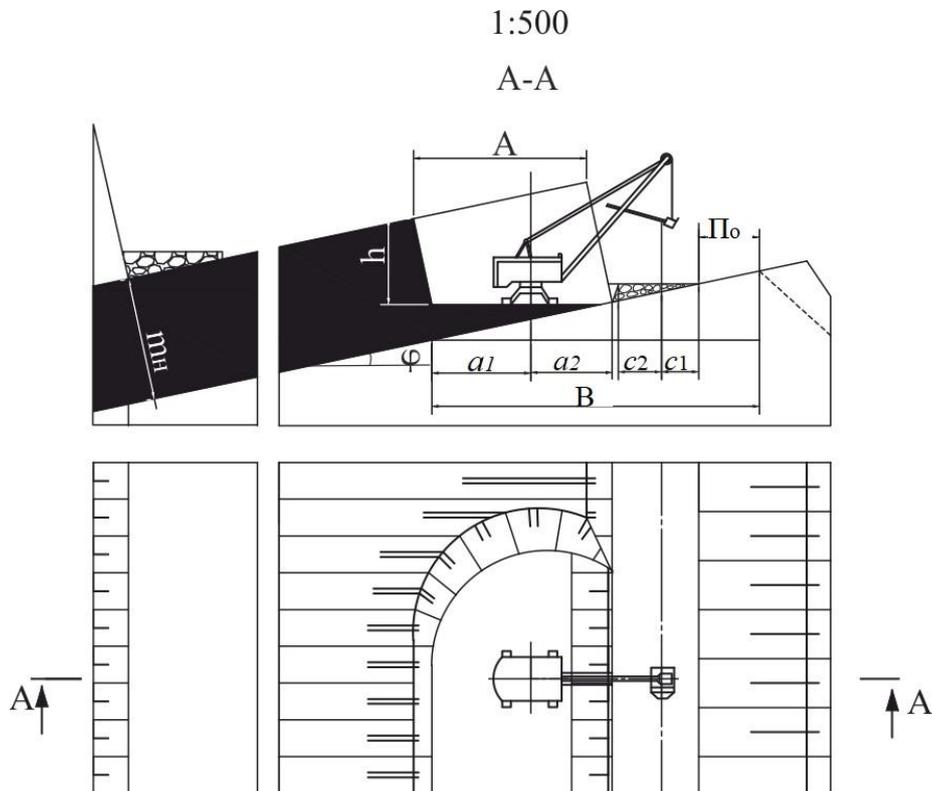


Рис. П.2.1. Технологическая схема отработки угольного пласта:
 m_n – нормальная мощность пласта, м; ϕ – угол падения пласта, град; h – высота уступа, м; A – ширина заходки, м; a_1 – расстояние от оси хода экскаватора до нижней бровки экскаваторной заходки с внутренней стороны, м; a_2 – расстояние от оси хода экскаватора до нижней бровки экскаваторной заходки с внешней стороны, м; c_2 – расстояние от оси автодороги до нижней бровки уступа, м; c_1 – расстояние от оси автодороги до полосы электроснабжения, м; Π_0 – ширина полосы для размещения устройств электроснабжения, м; B – минимальная ширина рабочей площадки, м

Таблица П.2.2

Расчет эксплуатационных потерь

Наименование пласта	Мощность, м	Угол падения пласта, град	Угол откоса уступа по уголю, град	Эксплуатационные потери							
				В кровле, м	В почве, м	В почве из-за непрочерпывания, м	От зачистки при оконтуривании, м	Треугольник от взрыва, м	При погрузке и транспортировке, %	При БВР, %	Всего
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Нормативы				0,13	0,10	основание 6,0 высота до 1,0	0,10	основание 4,0 высота до 1,5	0,40	0,15	
				Расчетные потери (числитель – м ² , знаменатель – %)							
35	27,6	6	73	$\frac{3,7}{0,46}$	$\frac{2,8}{0,36}$	$\frac{2,9}{0,37}$	$\frac{2,8}{0,36}$	$\frac{2,9}{0,37}$	$\frac{-}{0,40}$	$\frac{-}{0,15}$	$\frac{-}{2,48}$

Плановые потери (в тоннах)

$$\Pi_{\text{э}} = (S_{\text{к}} + S_{\text{п}} + S_{\text{взр}} + S_{\text{ок}} + S_{\text{нп}}) L_{\text{ф}} \gamma;$$

$$\Pi_{\text{э}} = (3,7 + 2,8 + 2,9 + 2,8 + 2,9) 958 \cdot 1,35 = 19528 \text{ т.}$$

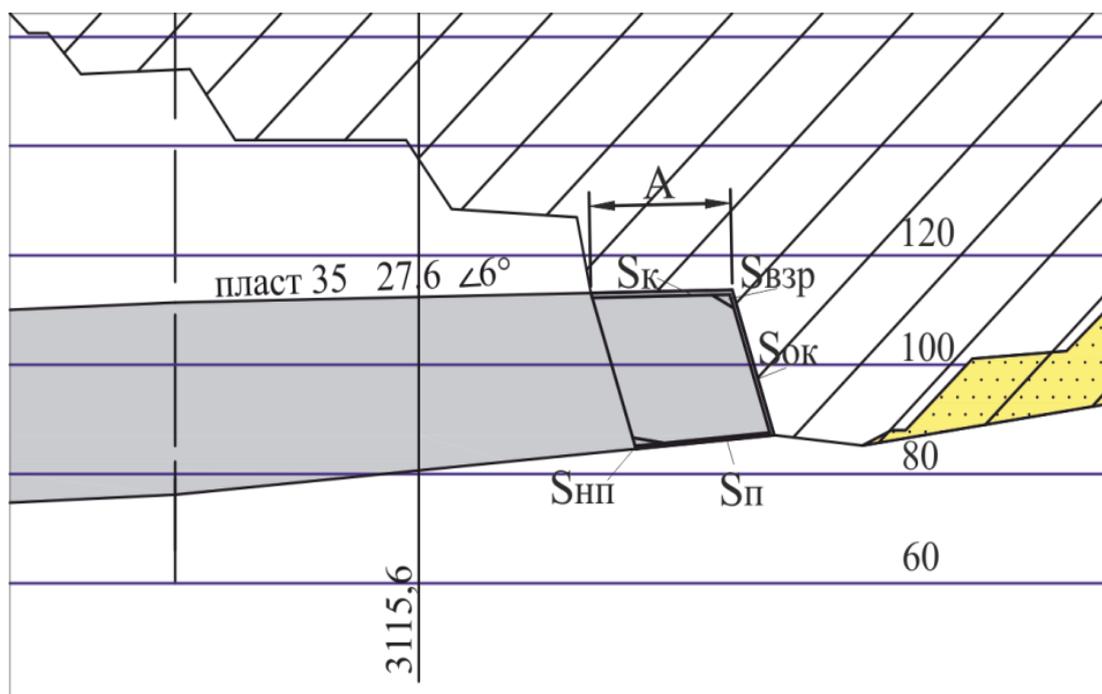


Рис. П.2.2. Схема к определению эксплуатационных потерь угля

Суммарные потери (в процентах)

$$\Pi'_{\text{т}} = S_{\text{БВР}} + S_{\text{тр}},$$

где $S_{\text{БВР}}$ – эксплуатационные потери при ведении БВР, % ($S_{\text{БВР}} = 0,15 \%$); $S_{\text{тр}}$ – эксплуатационные потери при погрузке и транспортировке, % ($S_{\text{тр}} = 0,4 \%$);

$$\Pi'_{\text{т}} = 0,15 + 0,4 = 0,55.$$

Суммарные потери (в тоннах)

$$\Pi_T = \frac{\Pi'_T (D_T + \Pi_9)}{100 - \Pi'_T};$$

$$\Pi_T = \frac{0,55(1000000 + 19528)}{100 - 0,55} = 5638 \text{ т.}$$

Плановые потери (в тоннах) в целом по выемочной единице

$$\Pi_{\text{пл}} = \Pi_9 + \Pi_T;$$

$$\Pi_{\text{пл}} = 19528 + 5638 = 25166 \text{ т.}$$

Плановые потери (в процентах) в целом по выемочной единице

$$\Pi'_{\text{пл}} = \frac{\Pi_{\text{пл}} 100 \%}{(D_T + \Pi_{\text{пл}})};$$

$$\Pi'_{\text{пл}} = \frac{25166 \cdot 100 \%}{(1000000 + 25166)} = 2,45 \%.$$

Вывод: при выполнении лабораторной работы составили технологическую схему отработки угольного уступа, определили виды и места образования потерь угля, произвели расчет плановых потерь. Для выполнения плана по добыче в количестве 1000000 т угля в год плановые потери в целом по выемочной единице составят 25166 т или 2,45 %.

Приложение 3

Лабораторная работа № 3

Расчет плановых показателей по добыче и вскрыше

Цель работы: рассчитать плановые показатели по добыче и вскрыше для отдельного эксплуатационного участка на планируемый год.

Исходные данные:

1. План и профили участка, марки экскаваторов, наличие подготовленных и готовых к выемке запасов на начало планового периода принять из лабораторной работы № 1.

2. Горно-геологические условия участка, план-задание по добыче, плановые эксплуатационные потери по участку принять из лабораторной работы № 2 (табл. П.3.1).

Таблица П.3.1

Исходные данные

Мощность пласта, м	Угол падения пласта, град	Высота добычного уступа, м	Высота вскрышного уступа, м	План-задание по добыче D_T , т/год	Марка экскаватора по добыче	Коэффициент вскрыши	Марка экскаватора по вскрыше	Плановые эксплуатационные потери, %	Разубоживание, %	Подготовленные и готовые к выемке запасы
30	4	10	12,5	1000	ЭКГ-4,6Б	5	ЭКГ-8И	3,8	3	–

3. Порядок выполнения работы:

3.1. Определяем добычу в пересчете на балансовые запасы:

$$D_6 = D_T \frac{100 - P}{100 - P'}$$

где D_6 – добыча в пересчете на балансовые запасы, тыс. т; D_T – плановая добыча за календарный срок, тыс. т; P – разубоживание, %; P' – плановые эксплуатационные потери, %;

$$D_6 = 1000 \frac{100 - 3}{100 - 3,8} = 1008,3 \text{ тыс. т.}$$

3.2. Выполняем расчет элементов системы разработки для каждого экскаватора. Пример вычисления параметров системы разработки приведен в Приложении 1 (лабораторная работа № 1).

После расчета заполняем табл. П.3.2. Суточная производительность экскаваторов принимается в соответствии с табл. П.3.3.

Таблица П.3.2

Элементы системы разработки

Параметры	Обозначение	Значение
Для экскаватора ЭКГ-8И		
Высота уступа, м	h	12,5
Ширина заходки по целику, м	A	18,0
Минимальная ширина рабочей площадки, м	B	38,8
Ширина бермы, м	Б	4,6
Суточная производительность экскаватора, м ³		6400
Для экскаватора ЭКГ-4,6Б		
Высота уступа, м	h	10,0
Ширина заходки по целику, м	A	14
Минимальная ширина рабочей площадки, м	B	26,5
Ширина бермы, м	Б	4,6
Суточная производительность экскаватора, м ³		4306

Таблица П.3.3

Распределение плановой нагрузки по экскаваторам

Экскаватор	Суточная производительность, м ³
Komatsu PC1250	6550
Hitachi EX1200	6520
Liebherr R984C	6340
Hitachi EX2500	7950
ЭКГ-8И	6400
ЭКГ-4,6Б	4306

3.3. Объем вскрыши для обеспечения плана добычи определяем по формуле

$$V_{вс} = D_6 k_3,$$

где k_3 – эксплуатационный коэффициент вскрыши по разрезу, м³/т;

$$V_{\text{вс}} = 1\,008,3 \cdot 5 = 5\,041,5.$$

3.4. Определяем число экскаваторов, которые работают:

- по добыче:

$$n_y = \frac{D_6}{\text{ПТ}_y \gamma},$$

где n_y – число экскаваторов по добыче; ПТ_y – годовая производительность экскаватора ЭКГ-4,6Б, тыс. м³; γ – объемный вес угля, т/м³;

$$n_y = \frac{1\,008,3}{1\,567 \cdot 1,35} \approx 1;$$

- по вскрыше:

$$n_{\text{вс}} = \frac{V_{\text{вс}}}{\text{ПТ}_{\text{вс}}},$$

где $n_{\text{вс}}$ – число экскаваторов по вскрыше; $\text{ПТ}_{\text{вс}}$ – годовая производительность экскаватора ЭКГ-8И, тыс. м³;

$$n_{\text{вс}} = \frac{5\,041,5}{2\,330} \approx 3.$$

3.5. Используя нормативы продолжительности технического обслуживания, ремонта и наладки горного оборудования (табл. 3.1), составляем график ремонта экскаваторов в плановом периоде (табл. П.3.4).

Таблица П.3.4

Продолжительность технического обслуживания, ремонта и наладки горнотранспортного оборудования, календарные сутки

Тип оборудования	Продолжительность ремонта, сут			Периодичность		
	ТО	ППР	КР	ТО	ППР	КР
ЭКГ-4,6Б (добычной)	1	2	–	1 раз в месяц	1 раз в квартал	1 раз в 3 года
ЭКГ-8 И (1)	2	4	40			
ЭКГ-8 И (2)	2	4	40			
ЭКГ-8 И (3)	2	4	–			

3.6. Определяем время работы экскаваторов в плановом периоде (табл. П.3.5).

Таблица П.3.5

Время работы экскаваторов

Плано- вый пери- од	Кален- дар- ные дни	Празд- ничные дни	Дни на переход экскава- тора	Ремонт		Всего нерабочих дней экскава- тора	Число суток работы экскава- тора	Число суток работы разреза
				Вид	Чис- ло дней			
ЭКГ-8И № 1								
Янв.	31	1		ТО	2	3	28	30
Февр.	28			ТО	2	2	26	28
Март	31			ППР	4	4	27	31
I кв.	90	1	0	ТО+ППР	8	9	81	89
II кв.	91		1	ТО+ППР	8	9	82	91
III кв.	92			ТО+ППР	8	8	84	92
IV кв.	92		1	ТО+КР	42	43	49	92
Год	365	1	2		66	69	296	364
ЭКГ-8И № 2								
Янв.	31	1		ТО	2	3	28	30
Февр.	28			ТО	2	2	26	28
Март	31			ППР	4	4	27	31
I кв.	90	1	0	ТО+ППР	8	9	81	89
II кв.	91			ТО+ППР	8	8	83	91
III кв.	92		1	ТО+КР	42	43	49	92
IV кв.	92		1	ТО+ППР	8	9	83	92
Год	365	1	2		66	69	296	364
ЭКГ-8И № 3								
Янв.	31	1		ТО	2	3	28	30
Февр.	28			ТО	2	2	26	28
Март	31		1	ППР	4	5	26	31
I кв.	90	1	1	ТО+ППР	8	10	80	89
II кв.	91		1	ТО+ППР	8	9	82	91
III кв.	92			ТО+ППР	8	8	84	92
IV кв.	92			ТО+ППР	8	8	84	92
Год	365	1	2		32	35	330	364
ЭКГ-4,6Б								
Янв.	31	1		ТО	1	2	29	30
Февр.	28		1	ППР	2	3	25	28
Март	31			ТО	1	1	30	31
I кв.	90	1	1	ТО+ППР	4	6	84	89
II кв.	91			ТО+ППР	4	4	87	91
III кв.	92		1	ТО+ППР	4	5	87	92
IV кв.	92			ТО+ППР	4	4	88	92
Год	365	1	2		16	19	346	364

3.7. Распределяем плановый объем по горной массе между экскаваторами с учетом их производительности и графика работы в плановом периоде (табл. П.3.6).

Таблица П.3.6

Распределение нагрузки на экскаваторы

Показатели	Плановый период							Год
	январь	февраль	март	I квартал	II квартал	III квартал	IV квартал	
ЭКГ-8И №1								
Объем горной массы, тыс. м ³	198,4	179,2	198,4	576,0	582,4	588,8	588,8	2336,0
Число нерабочих дней экскаватора, сут	3,0	2,0	4,0	9,0	9,0	8,0	43,0	69,0
Календарное число дней, сут	31,0	28,0	31,0	90,0	91,0	92,0	92,0	365,0
Невыполненный объем горной массы, тыс. м ³	19,2	12,8	25,6	57,6	57,6	51,2	275,2	441,6
Объем принятой горной массы, тыс. м ³	179,2	166,4	172,8	518,4	524,8	537,6	313,6	1894,4
ЭКГ-8И №2								
Объем горной массы, тыс. м ³	198,4	179,2	198,4	576,0	582,4	588,8	588,8	2336,0
Число нерабочих дней экскаватора, сут	3,0	2,0	4,0	9,0	8,0	43,0	9,0	69,0
Календарное число дней, сут	31,0	28,0	31,0	90,0	91,0	92,0	92,0	365,0
Невыполненный объем горной массы, тыс. м ³	19,2	12,8	25,6	57,6	51,2	275,2	57,6	441,6
Объем принятой горной массы, тыс. м ³	179,2	166,4	172,8	518,4	531,2	313,6	531,2	1894,4
ЭКГ-8И №3								
Объем горной массы, тыс. м ³	198,4	179,2	198,4	576	582,4	588,8	588,8	2336,00
Число нерабочих дней экскаватора, сут	3	2	5	10	9	8	8	35
Календарное число дней, сут	31	28	31	90	91	92	92	365
Невыполненный объем горной массы, тыс. м ³	19,2	12,8	32	64	57,6	51,2	51,2	224
Объем горной массы, тыс. м ³	179,2	166,4	166,4	512,0	524,8	537,6	537,6	2112,0
ЭКГ-4,6 Б								
Объем горной массы, тыс. м ³	133,5	120,6	133,5	387,5	391,8	396,2	396,2	1571,7
Число нерабочих дней экскаватора, сут	2	3	1	6	4	5	4	19
Календарное число дней, сут	31	28	31	90	91	92	92	365
Невыполненный объем горной массы, тыс. м ³	8,6	12,9	4,3	25,8	17,2	21,5	17,2	81,8
Объем горной массы, тыс. м ³	124,9	107,7	129,2	361,7	374,6	374,6	378,9	1489,9

3.8. Отстраиваем на профилях заходки экскаваторов и подсчитываем возможные объемы по добыче и вскрыше для каждого экскаватора с учетом их расстановки по уступам. Распределяем плановые объемы вскрыши и добычи по кварталам года (табл. П.3.7 и П.3.8).

Таблица П.3.7
Подсчет и распределение объемов по горной массе

Экскаватор	Горизонт стояния, м	Номер профиля	$S, м^2$	$S_{ср}, м^2$	Расстояние между профилями, м	$V, м^3$	Объем по заходке, $м^3$	Календарный срок	Объем работ за календарный срок, $м^3$	
ЭКГ 8И №1	+240			12,5	50	625	113470	январь	113470	
		1	25							
				237,5	50	11875				
		2	450							
				365	50	18250				
		3	280							
				411,5	40	16460				
		4	543							
				581,5	15	8722,5				
		5	620							
				604,5	25	15112,5				
		6	589							
				560	15	8400				
	7	531								
			473	50	23650					
	8	415								
			207,5	50	10375					
		+227,5			424,5	50	21225	237770	январь	65730
	1		849							
				806	50	40300				
	2		763							
				829,5	50	41475				
	3		896							
				921	40	36840				
4	946									
			888,5	15	13327,5					
5	831									
			813	25	20325					
6	795									
			768,5	15	11527,5					
7	742									
		713	50	35650						
8	684									
		342	50	17100	март	5640				

Продолжение табл. П.3.7

Экскаватор	Горизонт стояния, м	Номер профиля	S, м ²	S _{ср} , м ²	Расстояние между профилями, м	V, м ³	Объем по заходке, м ³	Календарный срок	Объем работ за календарный срок, м ³
	+255			525	50	26250	260825	март	167160
		1	1050						
				1007	50	50350			
		2	964						
				854,5	50	42725			
		3	745						
				804	40	32160			
		4	863						
				902	15	13530			
		5	941						
				919	25	22975			
		6	897						
				854	15	12810			
		7	811						
				803	50	40150			
8	795								
		397,5	50	19875		II квар- квар- тал	93665		

Таблица П.3.8

Подсчет и распределение объемов по добыче

Экскаватор	Горизонт стояния экскаватора, м	Номер профиля	Ширина заходки, м	Средняя ширина заходки, м	Расстояние между профилями, м	Мощность пласта, м	V, м ³	V по заходке, м ³	Эксплуатационные потери, %	Добыча товарного угля		Календарный срок	Объем работ за календарный срок	
										М ³	т		М ³	т
ЭКГ 4,6 Б	+210	1	14					34300	3,8	32996,6	44545,4	январь	32996,6	44545,4
				14	50	10	7000							
		2	14											
				14	50	10	7000							
		3	14											
				14	40	10	5600							
		4	14											
				14	15	10	2100							
		5	14											
				14	25	10	3500							
		6	14											
				14	15	10	2100							
	7	14												
			14	50	10	7000								
	8	14												
	+200	1	14					34300	3,8	32996,6	44545,4	январь	32996,6	44545,4
				14	50	10	7000							
		2	14											
				14	50	10	7000							
		3	14											
				14	40	10	5600							
		4	14											
				14	15	10	2100							
5		14												
			14	25	10	3500								
6		14												
			14	15	10	2100								
7	14													
		14	50	10	7000									
8	14													

3.9. Наносим на план подвигание забоя вдоль фронта горных работ (рис. П.3.1).

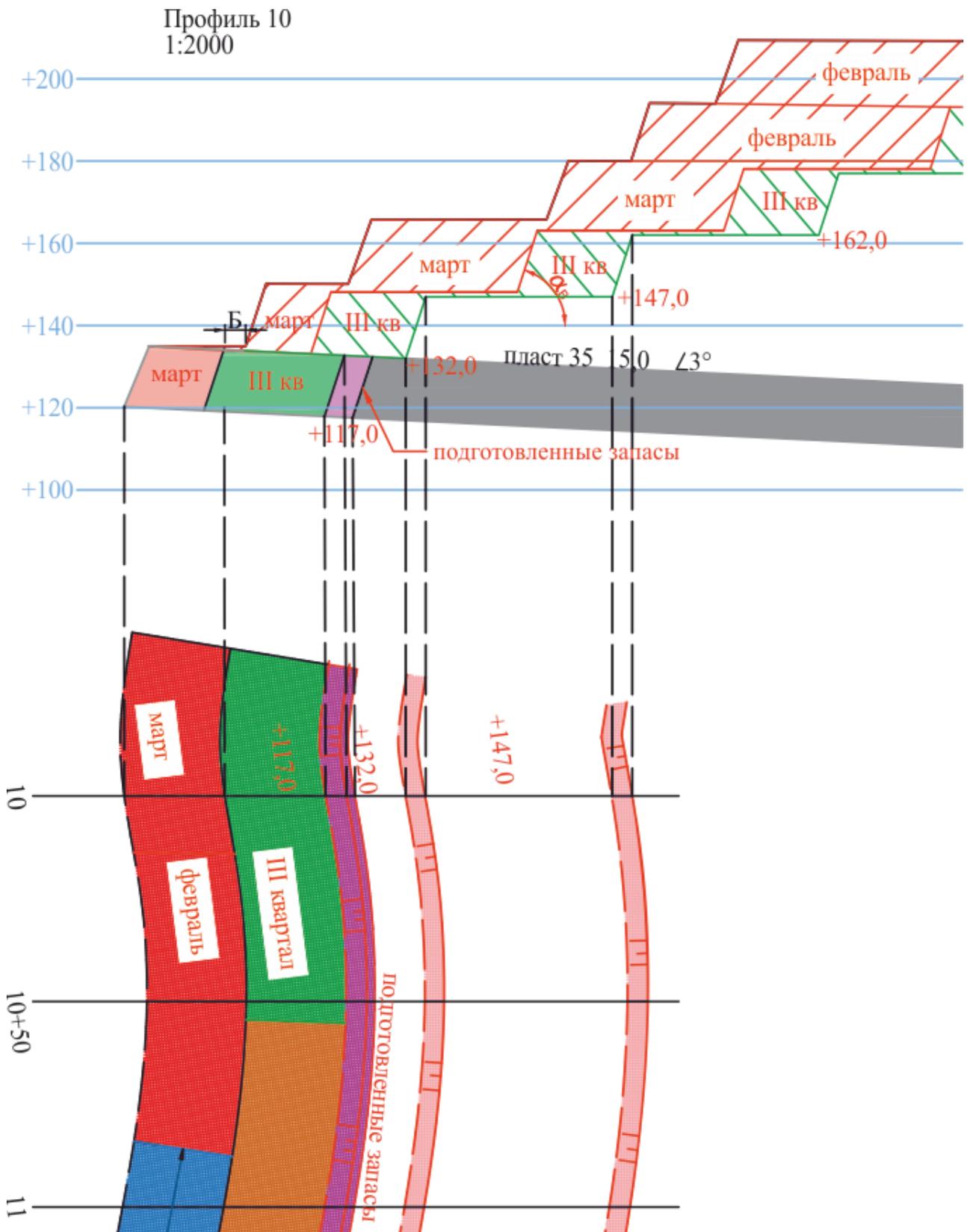


Рис. П.3.1. Принцип построения плана развития горных работ

3.10. Составляем план механизации и организации добычных и вскрышных работ – график ходов экскаваторов (табл. П.3.9).

Таблица П.3.9

План механизации и организации добычных и вскрышных работ
(график ходов экскаваторов)

Номер экскаватора и горизонт	Плановый период						
	I квартал			Кварталы года			
	январь	февраль	март	I	II	III	IV
ЭКГ 8И № 1 +240	113,5 тыс. м ³ в/а			113,5 тыс. м ³ в/а			
ЭКГ 8И № 1 +227,5	65,7 тыс. м ³ в/а	166,4 тыс. м ³ в/а	5,6 тыс. м ³ в/а	237,7 тыс. м ³ в/а			
ЭКГ 8И № 1 +255			167,2 тыс. м ³ в/а	167,2 тыс. м ³ в/а	93,7 тыс. м ³ в/а		
ЭКГ 4,6 Б +210	44,5 тыс. т д/а			44,5 тыс. т д/а			
ЭКГ 4,6 Б +200	44,5 тыс. т д/а			44,5 тыс. т д/а			

3.11. Производим расчет переходящих запасов угля (табл. П.3.10).

Таблица П.3.10

Расчет подготовленных и готовых к выемке запасов угля

Профиль	$S, \text{ м}^2$	$S_{\text{ср}} = \frac{S_i + S_{i+1}}{2}, \text{ м}^2$	Расстояние между профилями $a, \text{ м}$	$V = S_{\text{ср}} a, \text{ м}^3$	$Q = V\gamma, \text{ т}^7$
Подготовленные запасы					
		12,5	0	0	0
1	25	237,5	50	11875	15438
2	450	365	50	18250	23725
3	280	140	40	5600	7280
		Итого:			46443
Готовые запасы					
		310	15	4650	6045
5	620	310	25	7750	10075

⁷ γ – объемный вес угля, т/м³.

Продолжение табл. П.3.10

Профиль	$S, \text{ м}^2$	$S_{\text{cp}} = \frac{S_i + S_{i+1}}{2}, \text{ м}^2$	Расстояние между профилями $a, \text{ м}$	$V = S_{\text{cp}} a, \text{ м}^3$	$Q = V\gamma, \text{ т}^8$
6	0	265,5	15	3982,5	5177,3
7	531	473	50	23650	30745
8	415	207,5	0	0	0
		Итого:			52042,3

3.12. Приводим плановые горнотехнические показатели по участку (табл. П.3.11).

Таблица П.3.11
Горнотехнические показатели по участку на 2022 год

№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Фактические	Ожидаемые	Плановые
1	Эксплуатационные потери	тыс. т %			8,3 3,8
2	Действующий фронт: – по углю – по породе	м м			600 600
3	Количество уступов по породе	шт.			6–7
4	Высота уступа: – по углю – по породе	м м			5–10 6–12,5
5	Средняя ширина рабочей площадки: – по углю – по породе	м м			26,5 40,0
6	Подвигание фронта работ: – по углю – по породе	м/год м/год			56 80
7	Коэффициент вскрыши	$\text{м}^3/\text{т}$			5,3

Вывод: в результате выполненной работы была распределена нагрузка на экскаваторы, выполнен подсчет объемов вскрышных пород и добычи полезного ископаемого, составлен график ходов экскаваторов и план развития горных работ на планируемый год.

⁸ γ – объемный вес угля, т/м³.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Нормативная

1. Земельный кодекс Российской Федерации от 25.10.2001 № 136-ФЗ.

2. Федеральный закон от 21.07.1997 № 116-ФЗ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов».

3. Закон Российской Федерации от 21.02.1992 № 2395-1 «О недрах».

4. Положение о порядке лицензирования пользования недрами : [утверждено Постановлением ВС РФ от 15.07.1992 № 3314-1].

5. Правила утверждения нормативов потерь полезных ископаемых при добыче, технологически связанных с принятой схемой и технологией разработки месторождения : [утверждены Постановлением Правительства РФ от 29.12.2001 № 921].

6. Инструкция по расчету промышленных запасов, определению и учету потерь угля (сланца) в недрах при добыче : [утверждена Министерством топлива и энергетики РФ от 11.03.1996].

7. Положение о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр (РД 07-408-01) : [утверждено Постановлением Ростехнадзора 22.05.2001 № 18].

8. Требования к планам и схемам развития горных работ в части подготовки, содержания и оформления графической части и пояснительной записки с табличными материалами по видам полезных ископаемых, графику рассмотрения планов и схем развития горных работ, решению о согласовании либо отказе в согласовании планов и схем развития горных работ, форме заявления пользователя недр о согласовании планов и схем развития горных работ : [утверждены Приказом Ростехнадзора от 29.09.2017 № 401].

9. Требования к содержанию проекта горного отвода, форме горноотводного акта, графических приложений, плана горного отвода и ведению реестра документов, удостоверяющих уточненные границы горного отвода : [утверждены Приказом Ростехнадзора от 01.11.2017 № 461].

10. Административный регламент предоставления Федеральным агентством по недропользованию государственной услуги по выдаче заключений об отсутствии полезных ископаемых в недрах под участком предстоящей застройки и разрешения на осуществле-

ние застройки площадей залегания полезных ископаемых, а также размещение в местах их залегания подземных сооружений : [утвержден Приказом Минприроды России от 13.02.2013 № 53].

11. Правила охраны недр (ПБ 07-601-03) // Охрана недр и геолого-маркшейдерский контроль : сборник документов. Серия 07. Выпуск 11. – Москва : ЗАО НТЦ ПБ, 2013. – Текст : непосредственный.

12. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом». Серия 05. Выпуск 55. – Москва : Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2019. – Текст : непосредственный.

13. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. – Санкт-Петербург : ВНИМИ, 1998. – Текст : непосредственный.

14. Инструкция по расчету промышленных запасов, определению и учету потерь угля (сланца) в недрах при добыче : [утверждена Министерством топлива и энергетики РФ 11.03.1996 // Сборник нормативных материалов по маркшейдерскому и геологическому обеспечению горных работ в угольной отрасли России. – Москва : ИПКОН РАН, 1998. – Текст : непосредственный.

15. Инструкция по расчету производственных мощностей действующих предприятий по добыче и переработке угля (сланца) : [утверждена Приказом Минтопэнерго РФ от 15.07.1993 № 164].

16. Инструкция по учету добычи угля (сланца) и продуктов обогащения на шахтах (разрезах) и обогатительных фабриках угольной промышленности Минтопэнерго России : [утверждена Приказом Минтопэнерго РФ от 21.01.1993 № 26].

17. Указания по нормированию, планированию и экономической оценке потерь угля в недрах по Кузнецкому бассейну : Открытые работы. – Ленинград : ВНИМИ, 1994. – Текст : непосредственный.

18. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Часть IV. Эскавация и транспортирование горной массы автосамосвалами : [утверждены Государственным комитетом СССР по труду и социальным вопросам и Секретариатом ВЦСПС. Постановление

№ 52/3-70 от 3.02.1988]. – Москва : НИИТруда, 1989. – Текст : непосредственный.

Учебная и научная

19. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости. – Ленинград : ВНИМИ, 1987. – Текст : непосредственный.

20. Справочник маркшейдера : в 3 частях. Часть 3 : справочник / Г. П. Жуков [и др.] ; Сиб. угольн. энергет. компания (СУЭК). – Москва : Горное дело, 2015. – Текст : непосредственный.

21. Томаков, П. И. Технология, механизация и организация открытых горных работ : учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. / П. И. Томаков, И. К. Наумов. – Москва : Изд-во Моск. горн. ин-та, 1992. – 464 с. – Текст : непосредственный.

22. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. – Челябинск : НИИОГР, 1977 – Текст : непосредственный.

23. Бахаева, С. П. Расчет устойчивости откосов при открытой геотехнологии : учебное пособие / С. П. Бахаева ; ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева». – Кемерово, 2011. – Текст : непосредственный.

24. Бахаева, С. П. Прогноз устойчивости породных отвалов на угольных разрезах : [монография] / С. П. Бахаева, Е. Н. Заворина ; ФГБОУ ВПО «Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева» ; Сиб. филиал ОАО «ВНИМИ». – Новосибирск : Наука, 2015. – 140 с. – Текст : непосредственный.

25. Бахаева, С. П. Маркшейдерские работы при открытой разработке полезных ископаемых : учебное пособие / С. П. Бахаева ; Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева. – Кемерово, 2020. – Текст : непосредственный.

**Бахаева Светлана Петровна
Ананенко Елена Владимировна**

**ПЛАНИРОВАНИЕ
ГОРНЫХ РАБОТ НА РАЗРЕЗАХ**

Учебное пособие

Редактор З. М. Савина

Подписано в печать 29.04.2020
Формат 60×84/16. Бумага офсетная
Гарнитура «Times New Roman». Уч.-изд. л. 11,50
Тираж 100. Заказ.....

Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева
650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28
Издательский центр УИП Кузбасского государственного технического
университета имени Т. Ф. Горбачева
650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а