

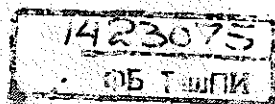
К70 (075)
Государственный комитет РСФСР по делам науки и высшей школы

Кузбасский политехнический институт

А.И.Корякин С.М.Федотенко С.И.Протасов

ФОРМИРОВАНИЕ КАЧЕСТВА УГЛЯ
ПРИ ОТКРЫТОЙ УГЛЕДОБЫЧЕ

Учебное пособие



Филиал изд-ва Томского ун-та при Кемеровском ун-те

Кемерово 1991

Корякин А.И., Федотенко С.И., Протасов С.И. Формирование качества угля при открытой угледобыче : Учеб.пособие. - Кемерово: Филиал изд-ва Томского ун-та при Кемеровском ун-те.-1991.- 156 с.

Описаны структура угольных пластов на разрезах Кузбасса, технология их отработки. Приведены методические положения по нормированию качества добываемого угля, технологические схемы внутрипластовой селекции при разработке сложных угольных пластов. Дана оценка влияния однородности качественного состава угля на эффективность его использования. Приведены параметры оценки колебаний качества угля и эффективности его усреднения, описаны технологические схемы усреднения на угольных складах.

Пособие предназначено для студентов специальности 0905 - "Открытие горные работы", может быть использовано студентами других специальностей при курсовом и дипломном проектировании, а также инженерно-техническими специалистами отрасли.

Табл. 21. Ил. 47. Библиогр. 61 назв.

Рецензенты: кафедра механизации и организации добычи угля открытым способом Кемеровского филиала ИГи МУП СССР;
начальник отдела технического контроля качества угля и стандартов концерна "Кузбассразрезуголь"
М.И.Голина.

Интенсивное техническое перевооружение открытых горных работ Кузбасса более совершенной горной техникой с большими рабочими параметрами приводит к негативным последствиям в отношении обеспечения требуемого качества добываемого угля.

Эти последствия усугубляются усложнением горно-геологических условий с понижением горных работ, в результате чего зольность добываемого угля увеличилась с 1965г. по 1990г. с 12,5% до 16,0%. При этом тенденция к росту зольности угля сохраняется и на перспективу.

В связи с этим обеспечение улучшения и стабилизации качества добываемого угля на разрезах Кузбасса является одной из важнейших задач, решение которой позволит сократить непроизводительные расходы на добычу и транспортирование угля, повысить эффективность работы предприятий-потребителей, а следовательно, и всего народного хозяйства страны.

Наряду с объективными причинами ухудшения качественных показателей добываемого угля открытым способом существуют и субъективные, заключающиеся в несоответствии применяемой технологии выемки угля, неритмичности производственного цикла, приводящей к отклонениям параметров технологии от оптимальных значений, недостаточном оперативном контроле качества угля в процессе его добычи, несоответствии применяемой выемочной техники горно-геологическим условиям залегания угольных пластов, несовершенстве структуры управления качеством угольной продукции и методов морального и материального стимулирования за повышение качества добываемого угля.

Качество угольной продукции имеет характерные особенности по сравнению с большинством видов изделий. Если качество многих изделий можно улучшать постоянно путем повышения надежности, долговечности, улучшения внешнего вида и т.д., то основные показатели качества продукции угледобывающих предприятий не могут быть лучше природных. Необходимо в первую очередь знать тот предел, до которого экономически целесообразно повышать качество товарного угля.

При выполнении проектов отработки месторождений технология выемки угольных пластов сложного строения должна базироваться на знании закономерностей формирования качества добываемого угля. Это позволит более обоснованно подходить к выбору добычных комплексов и обогащательных мощностей.

В существующей технической литературе в основном пласты рассматриваются как однородные. В то же время анализ строения угольных

пластов Кузбасса показывает, что около 70% всех пластов имеют сложное строение. Традиционный подход к отработке таких пластов приводит к значительному засорению угля породой внутренних породных прослоев, а следовательно, и к повышению зольности добываемого угля, вызывающей необходимость последующего обогащения с соответствующим повышением себестоимости угля.

В практике открытой угледобычи Кузбасса до сих пор нет четкого обоснования нижнего предела мощности разделяемо извлекаемых породных и угольных слоев сложного пласта.

Предлагаемое учебное пособие в некоторой степени восполняет этот пробел горной науки.

Цель настоящего учебного пособия - показать студентам, как формируется качество добываемого угля на сложноструктурных месторождениях Кузбасса и на этой основе принимать соответствующие технологические решения.

Поставленная цель достигается путем решения следующих задач:

- установление структуры засорения угля боковыми и внутрипластовыми породами;
- установление зависимостей зольности добываемого угля от параметров технологии и вземочных средств;
- исследование взаимозависимости зольности, потерь и разубоживания угля;
- разработка методических положений по экономическому, технологическому обоснованию допустимых пределов засорения угля породой;
- установление мощности разубоживающего слоя в процессе подготовки пласта (пропластков) к выемке;
- исследование зависимости зольности продуктов обогащения от засорения (зольности) исходной горной массы;
- выбор рациональных технологических схем внутрипластовой сепарации при разработке сложных угольных пластов;
- обоснование необходимой емкости угольных складов;
- выбор технологических схем усреднения и оборудования для угольных складов.

Настоящее учебное пособие подготовлено по материалам научных исследований, выполненных авторами в Кузнецком филиале НИИОГР и КузПИ. Пособие предназначено для студентов специальности 0905 - "Открытые горные работы", может быть использовано студентами других специальностей при курсовом и дипломном проектировании, а также проектировщиками и инженерно-техническими работниками.

I. СИСТЕМА ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА УГЛЯ

К числу основных показателей качества каменных углей, характеризующих основные энергетические свойства и обуславливающих их потребительские свойства, относятся зольность, влажность, содержание серы, выход летучих веществ, теплота сгорания, содержание минеральных примесей.

Техническими условиями для товарных углей, отгружаемых разрезами Кузбасса, жестко нормируются первые два показателя - зольность и содержание влаги. При повышении предельных норм этих показателей или норм содержания минеральных примесей уголь считается некондиционным. По остальным показателям устанавливаются только средние нормы, которые служат для общей характеристики качества угля. Важным показателем качества товарного угля является также его сортность, т.е. размер кусков угля.

Качество угольной продукции зависит от множества факторов, из которых определяющими являются природные. К ним относятся горно-геологические особенности месторождения - условия углеобразования, геологическая схема месторождения, глубина угольных пластов, их угол падения, мощность пластов и слагающих их угольных пачек и породных прослоев, механические свойства угля и пород, обводненность, зольность чистых угольных пачек. Эти факторы практически неуправляемы.

Качество угольной продукции формируется не только под влиянием природных условий, но и в результате деятельности людей по выемке полезного ископаемого. Эти факторы (технологические, организационные, экономические) поддаются управляющему воздействию.

Зольность является косвенным показателем содержания минеральных примесей в угле и определяется сжиганием угольной пробы в стандартных условиях. В результате полного сгорания угля остается зола - негорючий остаток в виде порошка или шлака, состоящая в основном из окислов кремния, алюминия, железа, кальция, магния и ряда других элементов. Зола разделяется на внутреннюю (материнскую), связанную с минеральным веществом, образованным при формировании угля, и на внешнюю, связанную с породой, вовлекаемой в горную массу при добыче. Минеральные примеси, образующие материнскую золу, отделить от угля существующими методами механического обогащения невозможно. Внешняя зола (прослойки породы в угольном пласте и обломки вмещающих пород, попавшие в уголь при выемке пласта) может быть частично удалена из угля при обогащении. Минеральные примеси, как и влага,

являются негорючей частью угля, его балластом, они понижают теплоту сгорания угля вследствие уменьшения содержания горючих компонентов, увеличения расхода тепла на нагрев и плавление минеральной массы, уменьшают КПД котлоагрегатов, увеличивают затраты на приготовление топлива и его транспортирование.

Для большинства угольных бассейнов, в том числе для Кузбасса, установлены кондиции по зольности. Предельная зольность для балансовых запасов на разрезах концерна "Кузбассразрезуголь" колеблется от 8% до 25% [39].

Добыча и обогащение угля организуются таким образом, чтобы не допустить попадания в уголь минеральных примесей, а примеси, попавшие в уголь, по возможности удалить. При современном состоянии углеобогащения те минеральные примеси, которые находятся в угольных пачках, как правило, не могут быть удалены. Поэтому зольность чистых угольных пачек принимается при расчете норм в качестве исходной величины, которая увеличивается за счет минеральных примесей, попадающих в уголь в процессе отработки угольного пласта.

Влажность углей колеблется в широких пределах. В каменных углях, отгружаемых разрезами концерна "Кузбассразрезуголь", предельная норма массовой доли влаги доходит до 27%. Общая влага состоит из внутренней (капиллярной), связанной с пористостью, и внешней, которая удерживается на поверхности в виде капель и пленок. Общая влага углей тесно связана с их природой: с повышением степени метаморфизма вплоть до марки Т содержание ее уменьшается, а в антрацитах вновь несколько увеличивается. Внутренняя и внешняя влага составляют общую влагу или влагу рабочего топлива.

Природными факторами, обуславливающими большее или меньшее содержание влаги в угле, являются обводненность угольных пластов и вмещающих пород, стадия метаморфизма, степень окисления, петрографический состав. Содержание влаги зависит также от гранулометрического состава добытого угля, способа добычи, вида обогащения и обезвоживания.

Влага, являясь балластом, снижает полезную массу угля, его теплоту сгорания. На испарение влаги повышается расход тепла, выделяемого при сжигании топлива, что снижает КПД установок. При использовании углей для коксования повышенное содержание влаги удлиняет период коксования. При повышенной влажности ухудшается транспортабельность углей, а в зимних условиях они смерзаются в железнодорожных вагонах и на угольных складах. Влажные угли затрудняют их подготов-

ку к обогащению. Сера в угле встречается в соединении с органической частью (органическая сера) и в виде солей: колчеданная и сульфатная сера. Сульфатная сера не горит, и при сжигании угля большая часть ее переходит в золу, а при коксовании - в кокс. Органическая и колчеданная сера при горении угля соединяются с кислородом воздуха и образуют сернистый ангидрид. В углях СССР преобладает колчеданная сера в виде прослоев и отдельных зерен. Общая сера угля складывается из всех трех разновидностей.

Содержание общей серы - один из основных показателей качества технологических углей и нормируется техническими условиями при использовании угля в основном на коксование. При общем содержании серы более 5% угли непригодны для получения кокса. В кузнечных углях содержание серы колеблется в пределах 0,2-0,9%.

Сера является одной из наиболее вредных минеральных примесей в углях, используемых для технологических целей. При сжигании углей значительная часть сернистых соединений превращается в сернистый ангидрид, который вредно действует на здоровье человека, отравляет атмосферу, вызывает коррозию металла и износ котлов, дымоходов, аппаратуры. Поэтому высокосернистые угли не могут быть использованы в энергетике, так как при обогащении из угля удаляется лишь часть серы (колчеданная сера), а полное ее удаление практически невозможно.

При нагревании угля до высокой температуры без доступа воздуха выделяются летучие вещества, состоящие из паров воды и газов (в основном углеводородов), заключенных в парах и являющихся продуктами разложения органической массы и минеральных примесей. При этом остается нелетучий осадок (кокс) и зола. Выход летучих веществ зависит от стадии метаморфизма. Для каменных углей выход летучих веществ колеблется в пределах 10-50%. Этот показатель используется в качестве параметра, характеризующего стадию метаморфизма и промышленную марку угля.

Удельная теплота сгорания - основной показатель теплотехнических свойств углей. Она изменяется в широких пределах и зависит как от свойств угольного вещества, так и от его влажности и зольности. С увеличением влажности и зольности углей их удельная теплота сгорания резко снижается, так как в них уменьшается содержание горючей массы.

Энергетическое топливо сжигается с целью получения тепла с последующим преобразованием в различные виды энергии, поэтому на-

качественный состав энергетических углей следует рассматривать с точки зрения его влияния на уменьшение или увеличение тепловой энергии топлива. Следовательно, основным полезным свойством угля как топлива является его теплота сгорания [1].

Согласно ГОСТ 147-74 удельная теплота сгорания определяется путем замера количества тепла, выделяемого единицей массы угля при полном сгорании его в калориметрической бомбе в среде сжатого кислорода в установленных стандартом условиях.

Полученная при этом величина называется удельной теплотой сгорания угля по бомбе и включает тепло, полученное при образовании и растворении в воде азотной и серной кислот, а также при испарении воды, выделившейся из угля во время сгорания. Практически это тепло теряется. Исключая тепло, полученное за счет кислотообразования, получают значение высшей удельной теплоты сгорания $Q_{\text{в}}$, дополнительно исключив тепло, полученное за счет испарения воды, определяют низшую удельную теплоту сгорания $Q_{\text{н}}$ [6].

Низшая удельная теплота сгорания рабочей массы угля $Q_{\text{р}}$ - это количество тепла, которое с учетом балласта (влаги и золы) может быть практически реализовано при сжигании.

Этот показатель используется для подсчетов потребности в топливе, при составлении тепловых балансовых и определении КПД котельных установок. В то же время в бассейне он лишь косвенно учитывается при формировании цен на угли разных марок и классов, хотя является комплексной величиной с точки зрения отражения в нем изменения качественного состава топлива.

Теплота сгорания рабочего топлива тесно связаны с его рабочей зольностью и влажностью [2]. Так, для угля с низшей теплотой сгорания горючей массы 31,4 МДж/кг увеличение зольности на 1% приводит к уменьшению рабочей теплоты сгорания на 0,33 МДж/кг (1 Дж $\approx$ 0,239 кал.).

Качество добываемого угля определяется как объективными природными факторами, так и факторами субъективного характера. В частности, для энергетических углей, комплексным показателем качества которого является рабочая теплота сгорания, можно управлять содержанием внешней золы и внешней влаги в пределах соответственно зольности чистых пачек угля и внутренней влажности. Настоящее пособие посвящено изучению закономерностей формирования качества угля в процессе добычи и первичной его переработки под влиянием различных технологических схем выемки и усреднения. Поэтому основное внимание уделяется

закономерностям формирования засорения угля и его рабочей зольности.

К параметрам качества угля относится также стабильность (однородность) его качественного состава, имеющая важное значение для потребителей. В пособии приводятся основные понятия об усреднении, параметрах оценки колебаний качества и эффективности усреднения. Дается описание и расчет основных типов усреднительных складов.

2. ДИНАМИКА КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ НА РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА

Разрезами концерна "Кузбассразрезуголь" разрабатываются около 150 шахтопластов.

Анализ динамики основных показателей качества добываемого угля за 1976-1990 гг. свидетельствует о непрерывном увеличении объемов добычи угля и одновременном увеличении его зольности. За анализируемый период добыча угля возросла от 39950 до 60796 тыс.т. Среднегодовой темп прироста добычи составил 3,7%. За то же время зольность добываемого угля ежегодно увеличивалась по абсолютной величине в среднем на 0,26% (среднегодовой темп прироста 2,1%) и составила в 1985г. 15,7% и 16% в 1990г. против 12,3% в 1976г. (см. таблицу 2.1), причем в 1976-1980 гг. прирост зольности имел величину 1,2%, а в 1981-1990 гг. - 2,1%. Особенно большой прирост зольности добытого угля за анализируемый период произошел на разрезах "Недровский" и "Черниговский". Таким образом, тенденция повышения зольности добываемого угля сохраняется. В 1985г. с отступлением от ГОСТов было отгружено 11,6 млн.т. Это составляет 23% от всего объема отгруженного угля. Как подчеркивалось в работе [3], снижение зольности добытого угля на 1% в целом по угольной отрасли приводит к увеличению стоимости реализуемой продукции более чем на 200 млн.руб. в год. В условиях разрезов Кузбасса стоимость реализации возрастет на 16 млн.руб. Поэтому снижение зольности добываемого угля, стабилизация качества угольной продукции является остро насущной задачей и требует своевременного разрешения.

Анализируемый период характеризуется также увеличением зольности балансовых запасов угля по абсолютной величине с 9,8 до 10,8%, причем плотность угля, породных прослоев и вмещающих пород практически не изменялась. В общем приросте зольности добытого уг-

ля прирост зольности балансовых запасов на разрезах концерна "Кузбассразрезуголь" доходит до 50%, а в целом составляет в среднем 35,3%. Объясняется это тем, что на большинстве разрезов запасы угля по пластам простого строения к настоящему времени составляют, как отмечалось выше, в среднем всего 33%. Остальной прирост зольности обусловлен механическим засорением добываемого угля частицами вмещающих пород и породных прослоев при производстве горных работ в процессе ведения буровзрывных работ, зачистке угольного пласта, выемочно-погрузочных работ.

Таблица 2.1

Динамика показателей качества угля на разрезах концерна "Кузбассразрезуголь"

Показатели	Единица измерения	Г о д ы			
		1976	1980	1985	1990
Добыча угля	тыс.т	39950	44467	53188	60796
Темпы прироста добычи	%	-	2,2	3,2	1,4
Зольность добытого и принятого к учету угля	%	12,3	13,5	15,7	16,0
Темпы прироста зольности	%	-	1,9	2,5	0,3
Зольность балансовых запасов (числ. угольных пачек)	%	9,8	9,7	11,0	10,8
Зольность породы, засоряющей уголь	%	73,8	81,22	75,79	76,2
Коэффициент засорения		0,039	0,053	0,073	0,094
Количество породы в долом угле, принятом к учету	тыс.т	1560	2355	3685	4833
Средняя вместимость ковша экскаватора на добыче	м ³	4,9	5,0	6,0	6,4
Плотность угля	т/м ³	1,36	1,36	1,36	1,37
Плотность пород	т/м ³	2,40	2,43	2,43	2,43

Показатели	Едини- ца из- мере- ния	Г о д ы			
		1976	1980	1985	1990
Выход крупных и средних классов угля	тыс.т	4700	5172	5234	6790
То же в %		38,9	43,4	37,4	40,3
Рассортировка угля	тыс.т	12082	11931	13934	16842
То же в % к общей добыче		30,2	26,8	26,1	27,7
Засорение угля вмещающими и боковыми породами	%	2,5	3,8	4,7	6,4

Как видно из данных таблицы, коэффициент засорения увеличился с 0,039 в 1976г. до 0,073 в 1985г. и до 0,094 в 1990г.. Иными словами, если в 1976г. в общем объеме угля, принятого к учету, породы содержалось 1,56 млн.т, то в 1990г. пород было уже 4,833 млн.т. За анализируемый период прирост добычи угля составил 20,8 млн.т, из них за счет засорения породой - 3,3 млн.т (15,9%). Одной из существенных причин увеличения засорения угля вмещающими породами является применение на добычных работах мощных экскаваторов с вместимостью ковша 8-16 м³, причем их долевое участие в добыче доходит до 30%, что более чем в два раза превышает их участие в добыче в 1976г. Несоответствие рабочих параметров мехлопат с большей вместимостью ковша условиям отработки сложных угольных пластов приводит к значительному разубоживанию угля присекаемой породой.

Объем рассортировки и обогащения угля по концерну "Кузбассразрезуголь" составляет всего 24-27% от всей добычи с выходом сортовых углей крупных и средних классов (+13 мм) максимум до 43,4% к объему рассортировки.

Если добыча угля за анализируемый период с 1976г. возросла на 35%, то объем рассортировки и обогащения угля возрос всего на 29%. При этом выход крупных и средних классов уменьшается. Причиной этого является переизмельчение угля в ходе выполнения технологических процессов, особенно на бульдозерных угольных складах.

В то же время следует отметить, что энергетические угли, добы-

ваемые на разрезах Кузбасса, в связи с более высоким выходом крупных и средних классов в забое, наиболее пригодны для производства сортового топлива по сравнению с разрезами других бассейнов, а также углями, добываемыми на шахтах. В настоящее время рассортировка угля производится лишь на семи разрезах концерна. Потребности же страны в кузнецких сортовых углях составляют по данным ЦНИИУголь 45 млн. т в год.

Значительные резервы повышения качества добываемого угля кроются в соблюдении технологической дисциплины. Так, из-за нарушений технологии подготовки забоя к выемке и непосредственно выемки количество угля, забракованного по зольности и минеральным примесям и снятого с добычи участков, составило в 1985г. 106,0 тыс. т, а в 1990г. забраковано 139,2 тыс. т и снято с добычи 59,4 тыс. т. При опробовании отгруженного угля (до отправки потребителю) ОТК были забракованы по этим же причинам соответственно 138,1 тыс. т и 83,1 тыс. т угля. Около одной пятой всего отгруженного угля - это продукция с отступлениями от требований ГОСТов по разрешению вышестоящих органов, причем доля отступлений от ГОСТов по зольности и минеральным примесям достигает около 70% всех отступлений.

В таблице 2.2 приведены нормы показателей качества (НПК), разработанные отделом технического контроля качества угля и стандартов концерна "Кузбассразрезуголь" и согласованные с потребителями углей Кузнецкого бассейна, добываемых разрезами на месторождениях: Кедровско-Крохалевское, Ленинское, Егорово-Красноярское, Мохово-Пестеревское, Уропское, Караканское, Бачатское, Краснобродское, Новосергеевское, Киселевское, Талдинское, Кушеяковское, Бунгуро-Листвянское, Чумышское, Брунаковское, Томское, Сибирское, Куренское, Урегольское, Чернокалтанское, Алардинское, Распадское.

Браковочными признаками являются установленные данными нормами показателей качества предельные нормы массовой доли: золы в сухом топливе (A^d); общей влаги в рабочем состоянии топлива (W^r); кусков размером менее нижнего предела (мелочи) и более 300 мм; минеральных примесей (породы) с размером кусков 25 мм и более.

Приемка угля по качеству осуществляется в соответствии с ГОСТ 1137-64.

Отбор и приготовление проб угля для лабораторных испытаний производятся по ГОСТ 10742-71. Определение показателей качества по ГОСТ 11022-75 или 11055-78, 27314-87 или 11014-81, 8606-72, 6382-80, 147-74, 1916-75, 1186-87.

Таблица 2.2

Нормы показателей качества угля, отгружаемого разрезами Кузбасса

Наименование предприятия, обозначение НД, срок действия	Марка, технологическая группа	Размер кусков, мм	Зольность, A_d , %		Массовая доля, %			Теплота сгорания сухое топливо $Q_{сх}$, МДж/кг (средняя)	Низшая теплота сгорания $Q_{н$, МДж/кг (средняя)	Выход летучих веществ $V_{ад}$, % (средняя)	Толщина пластического слоя u , мм (средняя)
			средняя	предельная	влаги W	предельная	серы S_d				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1. Кедровский НД-12-14-2204-01-90 с 01.01.91 по 01.01.95	ССШ, 200, 300	50-200 (300)	7,4	12,4	10,0	15,0	0,5	35,1	29,8	26,0	-
	СССМ, 200, 300	13-50	9,2	14,2	11,3	18,0	0,5	34,9	28,4	26,0	-
	СССМН, 200, 300	13-50	9,2	14,2	12,0	18,0	0,5	34,3	27,7	26,0	-
	СССН, 200, 300	0-13	факт.	25,0	13,0	-	0,5	34,8	24,6	26,0	-
	СССМН, 200, 300	0-13	факт.	25,0	16,0	-	0,5	34,3	23,7	26,0	-
	СС, 200, 300	0-300	14,5	19,5	12,0	-	0,5	34,7	26,3	26,0	-
	СССН, 200, 300	0-300	15,0	20,0	20,5	-	0,5	32,6	22,3	27,0	-
	СССМН, 200, 300	0-300	19,0	24,0	26,0	-	0,5	29,3	17,7	30,0	-
	ССШ, 200, 300	50-200 (300)	8,5	12,0	10,0	15,0	0,5	34,9	29,2	25,0	-
	СССМ, 200, 300	13-50	14,5	17,0	11,0	18,0	0,5	34,7	26,9	25,0	-
2. Черниковский НД-12-14-2216-01-90	ССШ, 200, 300	50-200 (300)	8,5	12,0	10,0	15,0	0,5	34,9	29,2	25,0	-
	СССМ, 200, 300	13-50	14,5	17,0	11,0	18,0	0,5	34,7	26,9	25,0	-

Продолжение табл.2.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
с 01.01.91 по 01.01.96	СССР, 200,300	0-13	21,2	25,0	13,0	-	0,5	34,7	24,5	25,0	-
	СССР, 200,300	0-13	21,2	25,0	13,0	-	0,5	34,6	24,4	24,9	-
	СССР, 200,300	0-13	21,2	25,0	13,0	-	0,5	34,7	24,5	25,0	-
	СССР, 200,300	0-300	16,5	20,0	11,0	-	0,5	34,7	25,3	24,9	-
	СССР, 200,300	0-300	16,5	20,0	14,0	-	0,5	34,3	25,1	24,9	-
3. Мокровский НПК-12-14-2211-01-90 с 01.01.91 по 01.01.96											- 14 -
Шуфовой, Сичевские I и II, Безымянный	Д	0-300	12,7	15,7	12,0	-	0,4	32,1	24,0	44,5	-
	Д	0-300	12,3	17,0	27,0	-	0,8	27,9	18,2	41,0	-
Продукт с ИНС	Д	0-300	16,1	19,5	12,0	-	0,4	32,0	22,6	44,0	-
	Д	0-300	16,1	19,5	16,5**	-	0,4	31,6	21,1	43,3	-
Сичевский IV, Красногорский	Д	0-300	16,0	19,0	12,0	-	0,4	32,1	23,1	43,8	-
Полысаевский I, Набайкинский, Полысаевский II	Д	0-300	10,0	13,0	10,5	-	0,6	33,1	26,1	43,5	8
Полысаевский II	Д	0-300	15,0	18,0	10,5	-	0,9	33,0	24,3	40,9	8

Продолжение табл. 2.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
4. Колмогоровский НПК-12-14-2206- 01-80 с 01.01.91 по 01.01.96											
Польсаевский П	ДТ	0-300	6,3	10,0	11,0	-	0,6	32,8	27,1	43,5	6
Байкальский	ДТ	0-300	13,0	15,5	11,0	-	0,6	32,7	25,0	43,0	6
Байкальский (зона наруш.)	ДТ	0-300	18,0	20,0	11,0	-	0,6	32,6	23,5	42,0	6
Иркутской	ДТ	0-300	9,0	13,5	11,0	-	0,6	32,7	26,1	43,0	9
ДЮКИ	ДЮКИ	0-300	9,0	13,5	18,0	-	0,6	31,4	23,1	42,0	-
ДЮКИ	ДЮКИ	0-300	21,5	25,0	16,0	-	0,6	31,6	20,3	39,0	-
Плост I (н.п.), 2,4,5,6	Д	0-300	13,0	18,0	21,0	-	0,6	21,0	20,9	40,0	-
ДЮКИ	ДЮКИ	0-300	13,0	18,0	23,0	-	0,6	30,3	20,1	40,0	-
Плост I (в.п.)	Д	0-300	18,3	23,5	21,0	-	0,6	30,8	19,4	40,0	-
2 (север), 3	ДЮКИ	0-300	18,8	24,0	23,0	-	0,6	30,1	18,6	40,0	-
5. Колмогоровский-2 НПК-12-14-2220- 01-80 с 01.01.91 по 01.01.96											
КИ	Д	0-300	17,5	22,5	20,5	-	0,4	30,8	19,8	43,0	-
	ДЮКИ	0-300	18,5	23,5	24,0	-	0,4	29,7	18,6	42,5	-
	ДЮКИ	0-300	19,5	24,0	30,0	-	0,4	26,6	16,5	42,0	-
К2-К2а	Д	0-300	14,0	18,0	20,5	-	0,4	30,8	21,8	43,5	-
	ДЮКИ	0-300	17,0	21,5	23,0	-	0,5	29,7	19,4	43,0	-
	ДЮКИ	0-300	19,0	24,0	30,0	-	0,5	26,6	16,5	42,5	-

Продолжение табл. 2.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
6. Им. 50-летия Октября НПК-12-14-22-17- 01-90 с 01.01.91 по 01.01.95 Мощный	ССЗСС	0-300	5,5	10,5	11,0	-	0,6	35,1	29,7	20,5	-
	ССЗК1	0-300	7,0	12,0	18,0	-	0,5	33,7	26,3	23,0	-
	ССЗКП	0-300	8,5	13,0	27,0	-	0,5	29,3	19,5	26,0	-
	ССПКО	25-200 (300)	4,3	10,0	10,0	16,0	0,6	35,1	30,2	20,5	-
	ССЗСШ	0-25	7,5	12,5	12,0	-	0,6	34,9	28,8	21,0	-
Горелый Проконьевский, Безымянный, Характерный, Лутугинский	ССЗСС	0-300	9,2	14,2	11,0	-	0,7	35,1	28,5	25,0	-
	ССЗК1	0-300	12,0	17,0	18,0	-	0,7	32,6	23,6	25,0	-
	ССЗКП	0-300	13,0	18,0	27,0	-	0,5	29,7	17,9	28,0	-
	ССПКО	25-200 (300)	10,0	15,0	9,5	16,0	0,7	35,1	29,0	25,0	-
	ССЗСШ	0-25	11,8	16,5	12,0	-	0,7	34,9	27,4	25,0	-
Горелый (актил. АБ) Мощный-Проконье- вский Продукт с КНС	ССЗСС	0-300	19,4	24,0	11,0	-	0,7	34,9	25,3	25,0	-
	ССЗСС	0-300	15,0	20,0	11,0	-	0,6	34,9	25,3	23,0	-
	ССЗСС	0-300	факт.	23,5	11,0	-	0,6	34,7	25,6	25,0	-
	ССЗСС	0-300	факт.	23,5	7,5*	-	0,6	34,7	25,6	25,0	-
	КНС	0-300	16,5	22,0	9,0	-	0,7	35,1	26,4	25,0	9

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
7. Краснобродский НПК-12-14-2302- 01-90	ТМК	50-200	5,4	10,0	8,0	15,0	0,5	35,6	31,3	11,0	-
	ТО	25-50	5,8	10,0	9,0	17,0	0,5	35,5	31,0	11,0	-
	ТМ	13-25	6,5	11,0	9,0	20,0	0,5	35,4	30,6	11,0	-
	ТСШ	0-13	7,5	12,5	10,0	-	0,5	35,4	30,0	11,5	-
	ССПК, ICC, 20С	50-200	5,2	8,5	8,0	15,0	0,5	35,1	30,7	22,5	-
	ССО, ICC, 20С	25-50	5,4	10,0	8,5	17,0	0,5	35,0	30,2	23,0	-
	ССМ, ICC, 20С	13-25	7,0	11,0	9,5	20,0	0,5	34,9	29,6	23,0	-
	СССШ, ICC, 20С	0-13	7,4	12,5	12,0	-	0,5	34,9	29,3	23,0	-
Продукт предвари- тельной подготов- ки НПС	ТСШ	0-13	30,5	35,0	10,0 7,5 ^{***}	-	0,5	34,7	21,9	14,5	-
	Горелый	0-300	6,4	11,5	10,0	-	0,5	35,6	30,7	11,0	-
	Характерный, Внутренний	0-300	11,0	16,0	9,5	-	0,5	35,4	28,9	12,0	-
	ТОКН	0-300	9,5	14,0	14,0	-	0,5	32,6	25,9	17,0	-
8. Новосергиевский НПК-12-14-2312- 01-90 с 01.01.91 по 01.01.96 Мощный Прокольевский П- ВП-2 Внутренние Горелый, проколье- вский П - НП-2, сезымный	ССЗСС	0-300	5,3	8,0	10,0	-	0,5	35,6	30,6	20,0	-
	ССЗСС	0-300	7,0	10,0	10,3	-	0,6	35,4	30,1	24,0	-
	ССЗСС	0-300	6,9	9,5	9,0	-	0,6	35,4	30,1	23,0	-
	ССЗСС	0-300	11,0	14,5	10,0	-	0,6	35,4	28,7	23,0	-

Продолжение табл.2.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Продукт с КНС	ССЗСС	0-150	19,0	24,0	10,0	-	0,5	35,4	25,7	23,0	-
9. Каселевский НПК-12-14-2205- 01-90	СС.ДГ	0-300	8,0	13,0	11,0	-	0,6	33,6	25,8	32,0	6
с 01.01.91 по 01.01.96	СССКП, ДТОКП	0-300	7,8	10,5	14,0	-	0,6	32,6	26,4	30,0	-
	СССКП, ДТОКП	0-300	8,5	12,0	22,0	-	0,6	28,5	20,4	33,0	-
Мошай, Прокопье- вский, Горелый, Ве- зьянский, Внутрен- ние, Характерный	ДГКП, ССКП, ДТОМСП, ССОМСП	50-300 (300)	6,8	11,8	11,0	16,0	0,6	33,9	27,2	32,0	6
		0-50	8,6	13,6	12,0	-	0,5	33,5	26,4	32,5	6
10. Им. Выхрушева НПК-12-14-22-01-90	ССЛК	50-200 (300)	4,2	7,5	11,0	15,0	0,4	33,9	32,2	29,0	-
с 01.01.91 по 01.01.96	ССОМ	13-50	6,3	10,0	11,0	20,0	0,4	33,9	32,2	29,5	-
Мошай, Прокопье- вский, Горелый, Ве- зьянский, Внутрен- ние	СССШ	0-13	8,9	11,5	13,0	-	0,4	33,8	25,8	30,0	-
	СС	0-300	7,0	10,0	12,0	-	0,4	33,9	27,6	29,5	-
	СССКП	0-300	11,4	14,0	27,0	-	0,5	29,3	19,2	31,5	-
Смесь продуктов сортировки и ОУ	СССШ	0-13	17,9	25,0	13,0	-	0,4	32,7	23,5	32,0	-
	ССОМСП	0-13	18,2	25,0	15,0	-	0,4	33,3	23,0	32,0	-
11. Талинский НПК-12-14-2221- 01-90	ДГ	0-300	15,6	18,0	14,0	-	0,5	32,6	23,0	38,5	7
с 01.01.91 по 01.01.96	ДТОКП	0-300	18,0	22,0	16,0	-	0,5	30,5	20,3	36,5	-
пл. 91.28.86-84, 88.85.73-71	ДТОКП	0-300	19,0	24,0	24,0	-	0,5	28,0	16,6	36,0	-

Продолжение табл.2.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
12. Байдзевский НПК-12-14-220- 01-90 пл. 36,68,67-68	Г ГОК ГОКП Г ГОК ГОКП Г ГОК ГОКП	0-300 0-300 0-300 0-300 0-300 0-300 0-300 0-300 0-300	8,5 10,0 12,0 17,3 16,0 21,5 17,5 16,5 20,3	13,0 14,5 16,0 22,3 23,0 25,0 22,5 23,5 25,0	10,0 16,0 27,0 11,0 15,0 27,0 12,0 17,5 27,0	- - - - - - - - -	0,6 0,6 0,6 0,8 0,5 0,8 0,6 0,6 0,6	33,7 32,4 26,9 33,7 32,6 28,9 33,1 31,8 29,3	27,3 24,5 16,6 24,4 23,0 16,8 23,4 21,4 17,5	36,0 37,5 37,5 38,0 36,0 38,0 36,5 36,5 38,5	II - - 10 - - 10 - -
13. Дистанция "4" НПК-12-14-220- 01-90 с 01.01.91 по 01.01.96 пл. У, У1, У1-УП, УП	Т ТОК ТОКП А АОК АОКП	0-300 0-300 0-300 0-300 0-300 0-300	18,5 20,0 21,0 19,5 19,5 20,5	22,0 24,0 24,0 25,0 25,0 25,0	10,0 15,0 20,0 10,0 14,5 20,0	- - - - - -	0,7 0,5 0,5 0,7 0,6 0,6	34,9 32,6 30,1 34,5 33,5 29,3	25,8 22,4 19,1 25,1 24,8 18,6	10,0 15,0 22,0 7,0 10,0 17,0	- - - - - -
Передача на шахту "Бунгурская" (ВНХ) пл. У, У1 пл. убис, УП	Т Т	0-300 0-300	19,7 23,6	22,0 26,0	10,0 10,0	- -	0,7 0,7	35,1 34,9	25,1 23,7	11,0 10,9	- -

Приложение табл. 2.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	ТСШЛК	0-25	факт.	25,0 32,0*	15,0	-	0,4	35,9	22,5	17,0	-
17. Сибиряковский НПК-12-14-2214- 01-90 с 01.01.91 по 01.01.96 Ш, IV-V, VI	ОС	0-300	16,5	21,0	9,0	-	0,5	35,5	26,9	19,0	19
	КС	0-300	17,0	21,0	9,0	-	0,5	35,4	26,6	18,3	7
	ТС	0-300	20,0	25,0	9,0	-	0,5	35,3	25,6	16,3	-
	Т	0-300	18,0	23,0	11,0	-	0,5	35,3	26,5	16,4	-
	ТОКЛ	0-300	18,8	24,0	16,5	-	0,5	32,8	22,6	21,3	-
	ТОКЛ	0-300	20,0	25,0	25,0	-	0,5	29,5	17,7	24,6	-
18. Калтанский НПК-12-14-2218- 01-90 с 01.01.91 по 01.01.96 3-3а, 3б, 6, 7, 9, 9а, 11	Т	0-300	18,0	24,0	10,0	-	0,7	35,5	26,3	11,4	-
	ТОКЛ	0-300	22,2	25,0	15,0	-	0,5	32,6	21,2	18,5	-
	ТОКЛ	0-300	23,4	25,0	24,9	-	0,5	28,7	16,4	26,8	-
19. Осинниковский НПК-12-14-2203- 01-90 с 01.01.91 по 01.01.96 I, 3-3а, б, 7-9, 9а, 2б, 29	Т	0-300	17,8	21,0	9,0	-	0,6	35,1	26,4	16,3	-
	ТОКЛ	0-300	19,5	23,0	15,0	-	0,5	33,7	22,7	19,2	-
	ТОКЛ	0-300	22,0	24,5	19,5	-	0,5	31,4	18,8	22,7	-

Продолжение табл.2.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
20. Олтарасский НПК-12-14-2219- 01-90 с 01.01.91 по 01.01.96											
Ш. IV-IVa, V, VI, VII-IX XII XIII-XIV	ССЭС	0-300	факт.	25,0	10,0	-	0,5	35,1	23,4	19,0	-
XI, XII-XIII, XIII- XXII, XXIV, XXV, XXVI, XXVII-XXX, XXX, XXXI-XXXII	ССОК	0-300	факт.	25,0*	15,0	-	0,5	33,9	21,3	21,0	-
19, 21	ДТ	0-300	15,8	19,0	10,0	-	0,5	33,7	25,5	35,0	8
	Г	0-300	15,8	19,0	10,0	-	0,5	33,7	25,5	35,0	8
	ДТОК	0-300	16,0	19,0	12,0	-	0,4	33,1	24,9	35,0	-
	ДТОКП	0-300	17,5	22,5	22,0	-	0,4	29,7	19,2	36,0	-
	ГОК	0-300	16,0	19,0	12,0	-	0,4	33,1	24,9	35,0	-
	ГОКП	0-300	17,5	22,5	22,0	-	0,4	29,7	19,2	36,0	-

Примечания.

* поставка допускается с согласия потребителя;

** поставка потребителям ГОСТ 8166-87 в период с 15 апреля по 30 сентября;

*** поставка потребителям ГОСТ 8166-87, 8167-87 с 30 сентября по 15 апреля;

**** норма корректируется по фактическому плановому долевого участию пилотов в периоде.

3. СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА КАЧЕСТВО УГЛЯ

Всю совокупность факторов, влияющих на качество добываемого угля и конечной угольной продукции, можно разделить на три основные группы: неуправляемые, условно управляемые и управляемые. К неуправляемым относятся только природные факторы, обусловленные условиями и не поддающиеся изменению. В первую очередь это совокупность природных показателей качества: материнская зольность угля, теплота сгорания горючей массы, толщина пластического слоя и т.д. Природные свойства определяют, как правило, направление использования угля и являются исходными данными при проектировании перерабатывающих и потребляющих производств. На разрезах Кузбасса они изменяются в широких пределах. Например, материнская зольность угля в наиболее качественных пластах не превышает 4%. Вместе с тем, имеются разрезы, отработывавшие пласты с зольностью чистого угля не менее 15-20%.

Существенное влияние на качество оказывает распределение балансовых запасов в пластах различной мощности. Отработка маломощных кондиционных пластов сопровождается более высоким уровнем засорения угля по сравнению с мощными пластами. На разрезах, отработывавших сложноструктурные месторождения, 15-32% балансовых запасов сосредоточены в пластах мощностью до 5 м.

Степень влияния природных факторов на качество добываемого и реализуемого угля неодинакова. Например, показатели, характеризующие теплотворную способность угля или его спекаемость, в процессе добычи можно только ухудшить по сравнению с их значениями в недрах. То есть они непосредственно влияют на качество добываемого угля. Неблагоприятные горно-геологические условия (малая мощность пластов, неудобный угол падения, наличие прослоев и т.д.) могут быть компенсированы глубокой переработкой добываемого угля.

К условно управляемым относятся факторы, которые могут быть в свою очередь изменены путем осуществления каких-либо конкретных технических, технологических или организационных мероприятий. Так, затраты по отдельным технологическим звеньям производства связаны с качеством угля через экономическую эффективность производства. Целесообразность их сокращения или увеличения зависит от существующего экономического эффекта и достигается путем совершенствования технологии, замены оборудования и т.д. К условно управляемым факторам следет отнести также нормативные цены на угольную продукцию,

методы расчета оптовых цен и требования государственных стандартов к качеству реализуемого угля.

Предстоящий переход угольных предприятий на полный хозрасчет предопределяет высокую значимость экономических рычагов. Обеспечение максимального хозрасчетного эффекта будет способствовать стремлению к более высоким ценам и низким затратам на производство. Это, в частности, может быть достигнуто путем повышения качества добываемого угля.

К управляемым факторам относятся: марка добычного оборудования, технология ведения добычных работ, наличие обогащательных мощностей и способ обогащения угля, нормативное обеспечение добываемого угля, полнота отработки месторождения.

Экономические показатели работы предприятий зависят от применяемого оборудования и технологии производства работ. При отработке маломощных пластов с целью сокращения потерь, повышения качества угля используются экскаваторы с относительно небольшой емкостью ковша, разрабатываются специальные технологические схемы выемки. Поскольку засорение угля в процессе добычи неизбежно, то для улучшения его качества на ряде разрезов применяется обогащение. В зависимости от уровня засорения угля и степени его обогатимости могут применяться различные способы и технологические схемы обогащения, что обуславливает и различную глубину обогащения. Таким образом, к основным технологическим и техническим факторам относятся: тип основного горного оборудования, технологические схемы отработки пластов, технология усреднения добытого и перерабатываемого угля, наличие и тип обогащательного оборудования, его мощность.

Для сложноструктурных месторождений характерно значительное снижение полноты извлечения угля из недр. Сокращение потерь, с одной стороны, способствует увеличению объема производства как в натуральном, так и в денежном выражении. С другой стороны, оно неизбежно сопровождается снижением качества добываемого угля и ростом затрат на его переработку. Поэтому в условиях сложноструктурных месторождений мощным рычагом управления качеством угля является полнота его извлечения из недр.

Нормативное обеспечение качества угля подразумевает под собой государственные стандарты по видам потребления и нормы качества добываемого угля.

Стандарты по видам потребления разрабатываются для каждого угольного бассейна и месторождения с целью наиболее рационального

использования имеющихся товарных ресурсов углей современных научно-технических достижений в потребляющих отраслях. В угольной промышленности в последние годы разработка ГОСТов для всех видов потребления по бассейнам производится совместно с научно-исследовательскими организациями потребителей: для пилевидного сжигания - с Всесоюзным теплотехническим институтом им. Дзержинского Министерства энергетики, для коксования - с институтами Минчермета УХИН и ВУИН и т.д. Потребительские ГОСТы оказывают большое влияние на качество товарной продукции и обеспечивают наиболее эффективное использование угля в народном хозяйстве.

Для управления качеством добываемого угля на разрезах должны разрабатываться нормативы его засорения при добыче. Нормативное обеспечение в совокупности с материальными стимулами за повышение качества добываемого угля и финансовой ответственностью за его ухудшение является мощным рычагом управления.

Систематизация рассмотренных факторов представлена в табл.3.1.

Таблица 3.1

Систематизация факторов, влияющих на качество угля

Группа неуправляемых факторов	Группа условно управляемых факторов	Группа управляемых факторов
Природное качество балансовых запасов	Затраты по отдельным технологическим процессам	Добычное оборудование
Горно-геологические условия разработки	Нормативные цены на угольную продукцию	Технологические схемы добычных работ
	Требования ГОСТов к качеству реализуемого угля	Наличие и способ обогащения угля
		Нормативное обеспечение добываемого угля
		Полнота отработки месторождений

Количество факторов, которые могут быть использованы для улучшения качества угля, уже в настоящее время зависит от технологической структуры процесса производства на разрезах. Здесь имеется в виду тот факт, что большая часть разрезов реализует уголь без обогащения, меньшая часть с полным обогащением или частичным. В первом случае повышение качества достигается путем обоснования добычного оборудования, совершенствования технологических схем отработ-

ки пластов и разработки нормативов засорения при селективном способе выемки. Во втором случае сюда добавляется оптимизация загрузки обогатительных мощностей и разработка технологических схем валовой и раздельно-валовой выемки и соответствующих нормативов засорения.

Управление качеством добываемого и товарного угля производится для достижения максимального народнохозяйственного эффекта от его добычи, переработки и использования в потребляющих отраслях. Любые обоснованные мероприятия, направленные на его изменение осуществляются с целью оптимизации и в большинстве случаев предусматривают улучшение основных показателей.

Оптимальный уровень качества устанавливается по минимуму затрат на добычу, переработку и использование угля, т.е. эта задача решается с точки зрения народного хозяйства. Оптимальные показатели определяются методом вариантов, которые должны предусматривать различную технику и технологию добычи и переработки угля и возможные направления его использования. Основываясь на существующем уровне развития, они регламентируют соотношение затрат на производство и использование угля. В этом смысле отклонения качественных характеристик как в сторону ухудшения, так и в сторону улучшения относительно оптимальных значений экономически невыгодно. В первом случае это влечет за собой возрастание затрат на использование угля, во втором - на его добычу и переработку.

Следует подчеркнуть, что здесь речь идет о конкретных технических, технологических и организационных решениях, которые соответствуют на данном этапе наиболее рациональной эксплуатации месторождения.

Вместе с тем ясно, что мероприятия, направленные на улучшение качества угля и не связанные со значительными затратами, способствуют достижению более высоких технико-экономических показателей на добывающих и потребляющих предприятиях. Многие авторы по этому поводу справедливо отмечают, что повышение качества продукции равносильно увеличению ее количества и достигается обычно с меньшими затратами.

Имеющаяся литература по управлению качеством угля и других полезных ископаемых [1, 3-6] главным образом посвящена методическим принципам и соответствующим примерам по определению оптимальных показателей. При этом недостаточно уделяется внимания вопросам совершенствования технологии и организации отдельных процессов производства и горных работ в целом. Изложение их в научной литературе но-

сит обычно эпизодический характер [7, 8] и в редких случаях принимаются попытки системного рассмотрения технологических факторов, влияющих на качество угля.

Угольные месторождения, которые содержат относительно большое количество маломощных пластов сложного строения с изменяющимися в широких пределах параметрами залегания, принято относить к сложноструктурным. Для них характерна также и изменчивость природных свойств полезного ископаемого. Закономерность формирования качества угля при отработке таких месторождений значительно сложнее и многообразнее, чем при простых горно-геологических условиях. Поэтому они требуют более полного и специального исследования.

4. АНАЛИЗ ПРИМЕНЯЕМЫХ СПОСОБОВ И СРЕДСТВ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

4.1. Условия залегания угольных пластов и их строение

В геологической и инженерной практике принято выделять угольные пласты простого и сложного строения. К первым относятся пласты, содержащие чистый уголь, а ко вторым — пласты, содержащие прослойки различного типа и включения.

Форма, протяженность, мощность и строение пластов подчиняется определенным закономерностям, установление которых имеет большое научное и практическое значение для решения вопросов планирования горных работ, выбора технологии, техники их разработки и т.д.

Угольные месторождения Кузбасса по условиям залегания весьма разнообразны (табл.4.1).

Таблица 4.1

Долевое распределение пластов по углам падения на разрезах Кузбасса

Р а й о н ы	Долевое участие пластов с различными углами падения, %						
	до 10	10-17	17-30	30-45	45-60	60-80	80-90
Группа разрезов севера Кузбасса	0-8	4-28	37-55	9-36	0-19	0-14	-
Группа разрезов центра Кузбасса, разрабатывавших пологие пласты	44-75	14-30	11-26	-	-	-	-

Продолжение табл. 4.1

Р а й о н ы	Долевое участие пластов с различными углами падения, %						
	до 10	10-17	17-30	30-45	45-60	60-80	80-90
Группа разрезов центра Кузбасса, разрабатывающих крутые пласты	-	-	-	0-11	26-48	41-60	0-14
Группа разрезов южного Кузбасса	9-26	55-74	0-29	0-7	-	-	-

Анализ таблицы 4.1 показывает, что:

1. На месторождениях северного Кузбасса углы падения пластов изменяются в широком диапазоне от $5-10^{\circ}$ до $60-60^{\circ}$. Наиболее вероятными из них являются углы падения $17-45^{\circ}$. В двух случаях из 10 замеров угол падения не превышал $15-17^{\circ}$. Крутое падение пластов ($45-80^{\circ}$) встречается здесь реже.

2. На месторождениях группы разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих пологие пласты, интервал изменения углов падения пластов изменяется от $1-3^{\circ}$ до 30° . Крутое падение пластов на этих разрезах отсутствует.

3. На месторождениях группы разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих крутые пласты за счет складчатости и нарушенности угленосной толщи, преобладает крутое падение пластов. В замках складок пласты выходяются до $30-45^{\circ}$. Доля пластов с наклонным залеганием не превышает 6-7%.

4. На месторождениях южного Кузбасса угольные пласты залегают сравнительно спокойно. Однако диапазон изменения их углов падения также широк. Чаще других пласты имеют угол падения $10-17^{\circ}$. Доля пластов с пологими (до 10°) и наклонными ($17-45^{\circ}$) углами падения меньше и составляет 17-18% каждая.

Форма угольных пластов зависит от двух характеристик - протяженности и изогнутости. По форме выделяются собственно пласты, пластообразные залежи и линзы [9].

На угольных месторождениях Кузбасса полезное ископаемое залегает в форме пластов различной мощности и распространяется на значительных площадях в десятки квадратных километров. В работе [9] пласты разделены по степени устойчивости мощности на три группы:

1) устойчивые, полностью сохраняющие рабочую мощность в

пределах карьерного поля, а нередко нескольких полей и даже районов;

2) относительно устойчивые, частично теряющие рабочую мощность в пределах карьерного поля;

3) неустойчивые, не сохраняющие рабочую мощность в пределах карьерного поля.

В основном все угольные пласты, разрабатываемые на разрезах Кузбасса, по степени устойчивости относятся ко второй группе и некоторые из них, например, Безымянный, Прокопьевский I, Горелый - к третьей группе. На рис.4.1 показано изменение мощности пласта 73 и его угольных пачек и породных прослоев (разрез "Байдаевский") по падению и простиранию.

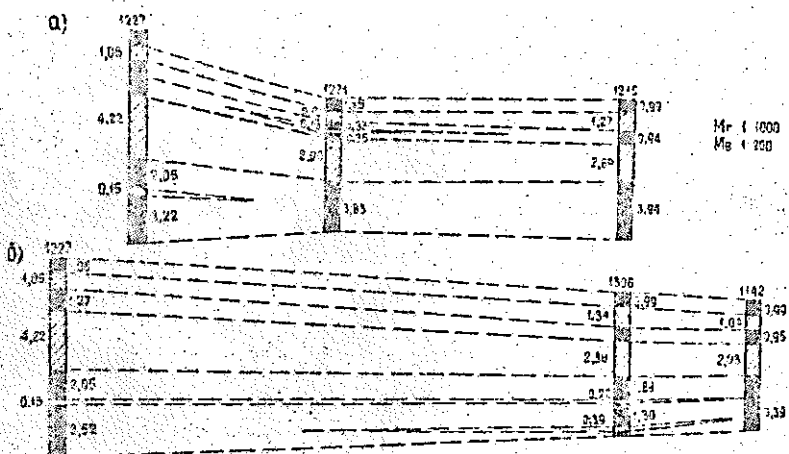


Рис.4.1. Изменение мощности пласта 73 и его угольных пачек и породных прослоев: а - поперечное сечение; б - продольное сечение пласта

На месторождениях северного и центрального Кузбасса средняя горизонтальная мощность пластов составляет 5,5-8,5 метра. В районах центрального Кузбасса она изменяется в более широких пределах - от 3 до 30-35 метров. Согласно существующей классификации [10] почти все угольные пласты бассейна относятся к весьма маломощным, малой и средней мощности.

Наибольшие потери и разубоживание угля происходят при выемке сложных угольных пластов. Анализ строения пластов, находящихся в отработке на разрезах Кузбасса, показал, что пласты сложного строения составляют около 60-70% из общего количества, а простого - 30-40%.

Следует отметить, что в пластах сложного строения породные прослои не сохраняют свою мощность в пределах карьерного поля и местами могут выклиниваться, т.е. весь разрез пласта может состоять из угля и наоборот, в пластах простого строения могут встречаться многообразные включения породы. Типы прослоев и их соотношение в угольном пласте очень разнообразны. По литологопетрографическому составу и физико-механическим свойствам породные прослои можно разделить на три основных типа: прослои алевролита, аргиллита и песчаника.

Материал прослоев часто обогащен углистыми веществами. Редко встречаются прослои известняка и сростки, цветом мало отличающиеся от угля, но имеющие зольность 30-50% и более. В одном угольном пласте могут встречаться прослои, относящиеся к разным типам (алевролит, углистый аргиллит, углистый алевролит - пл. XXXIV-XXXIV^a, разрез "Красногорский").

Контакты угольных пластов с кровлей и почвой отличаются большим разнообразием. Они могут быть от четких, ярко выраженных до нечетких, размытых с промежуточным переходным слоем, обогащенных углистым веществом.

В пластах сложного строения количество породных прослоев изменяется в широких пределах от 1 до 8 и более (табл.4.2). Отдельные пласты содержат прослои породы, составляющие до 30% общей мощности пласта.

Таблица 4.2

Распределение пластов по количеству прослоев породы (в %)

Прослой породы	Количество прослоев в шахтопластах								
	0	1	2	3	4	5	6	7	8 и больше
	32,1	24,4	20,5	12,8	4,5	1,9	1,3	0,6	1,9

По районам бассейна в пластах сложного строения было просчитано долевое участие породных прослоев и угольных пачек по мощностям и зольности (рис.4.2-4.5). Количественную оценку изменчивости мощностей породных прослоев и угольных пачек можно получить, анализируя законы их распределения (табл.4.3-4.6).

Рис.4.2. Функции распределения мощности породных прослоев (а), угольных пачек (б) и зольности породных прослоев (в), угольных пачек (г) для группы разрезов севера Кузбасса

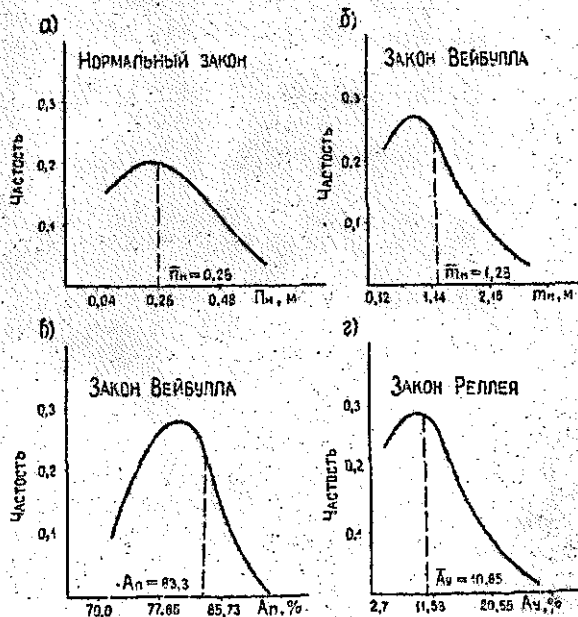
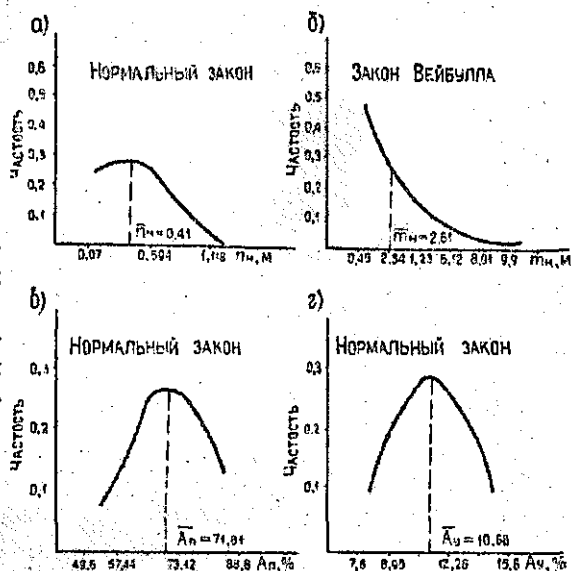


Рис.4.3. Функции распределения мощности породных прослоев (а), угольных пачек (б) и зольности породных прослоев (в), угольных пачек (г) для разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих круглые пласты

Рис.4.4. Функции распределения мощности породных прослоев (а), угольных пачек (б) и зольности породных прослоев (в), угольных пачек (г) для группы разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих толстые пласты

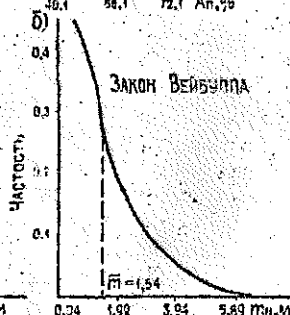
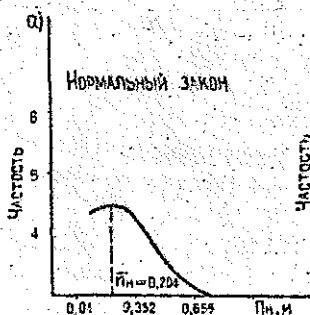
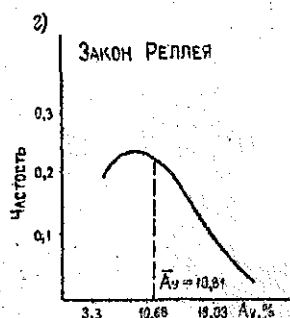
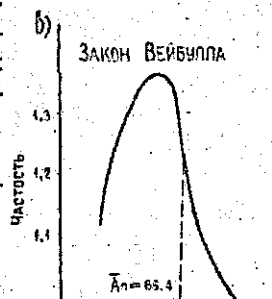
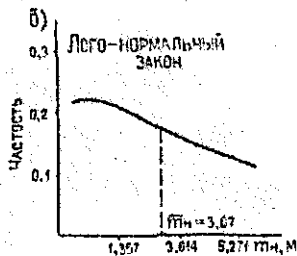
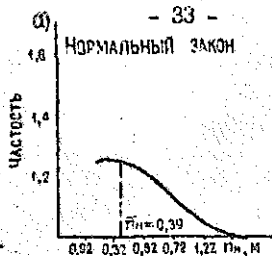


Рис.4.5 Функции распределения мощности породных прослоев (а), угольных пачек (б) и зольности породных прослоев (в), угольных пачек (г) для группы разрезов юга Кузбасса

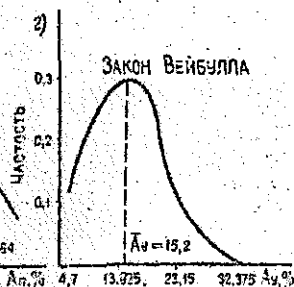
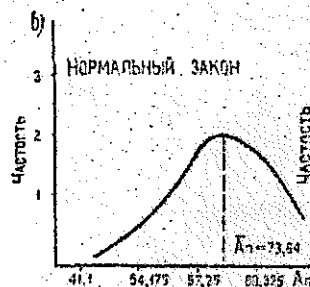


Таблица 4.3

Долевое распределение породных прослоев по мощности на разрезах Кузбасса, %

Районы	Мощность породных прослоев, м						
	0-0,1	0,11- 0,2	0,21- 0,3	0,31- 0,4	0,41- 0,5	0,51- 0,6	0,61 и выше
Группа разрезов северного Кузбасса	6,7	11,6	12,7	17,0	12,7	9,6	29,7
Группа разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих пологие пласты	0,5	18,4	35,2	16,2	10,0	9,5	5,7
Группа разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих крутые пласты	9,8	13,7	14,8	15,7	14,6	10,8	20,6
Группа разрезов южного Кузбасса	14,9	20,6	10,4	15,5	12,9	11,7	5,0

Таблица 4.4

Долевое распределение угольных пачек по мощности на разрезах Кузбасса, %

Районы	Мощность угольных пачек, м						
	0-0,5	0,51- 1,0	1,01- 1,5	1,51- 2,0	2,01- 2,5	2,51- 3,0	3,01 и выше
Группа разрезов северного Кузбасса	4,5	18,0	16,2	14,4	11,7	9,9	25,3
Группа разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих пологие пласты	20,4	25,5	25,4	15,3	7,7	4,1	1,6

Продолжение табл.4.4

Районы	Мощность угольных пачек, м						
	0-0,5	0,51-1,0	1,01-1,5	1,51-2,0	2,01-2,5	2,51-3,0	3,01 и выше
Группа разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих крутые пласты	9,0	11,0	10,8	9,0	8,1	6,8	45,3
Группа разрезов южного Кузбасса	30,4	23,5	17,4	8,7	7,0	4,3	8,7

Таблица 4.5

Долевое распределение породных прослоев по зольности на разрезах Кузбасса, %

Районы	Зольность породных прослоев, %					
	40-50	50,1-60	60,1-70	70,1-80	80,1-90	90,1-100
Группа разрезов северного Кузбасса	-	18,4	33,7	31,6	16,3	-
Группа разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих пологие пласты	-	-	-	49,1	40,2	10,7
Группа разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих крутые пласты	16,4	36,2	31,3	12,8	3,3	-
Группа разрезов южного Кузбасса	6,6	11,3	27,8	25,0	18,1	12,2

Таблица 4.6

Долевое распределение угольных пачек по зольности на разрезах Кузбасса, %

Районы	Зольность угольных пачек, %						
	0-5	5,1-10	10,1-15	15,1-20	20,1-25	25,1-30	30,1-35
Группа разрезов северного Кузбасса	-	31,3	68,7	-	-	-	-

Продолжение табл.4.6

Районы	Зольность угольных пачек, %						
	0-5	5,1-10	10,1-15	15,1-20	20,1-25	25,1-30	30,1-35
Группа разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих пологие пласты	2,7	49,7	22,4	12,5	9,8	2,9	-
Группа разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих крутые пласты	15,4	30,5	34,4	12,4	7,3	-	-
Группа разрезов южного Кузбасса	-	8,0	35,6	36,4	9,8	6,2	3,6

Анализ рисунков 4.2-4.5 и таблиц 4.3-4.6 показал следующее:

1. На месторождениях группы разрезов северного Кузбасса мощность породных прослоев в пластах сложного строения меняется от 0,07 м до 1,37 м ($\bar{n} = 0,41$ м), угольных пачек от 0,45 м до 11,6 м ($\bar{m} = 2,61$ м), а зольность соответственно от 49,6% до 88,8% ($\bar{A}_n = 71,61\%$) и от 7,8% до 13,6% ($\bar{A}_y = 10,66\%$). Наиболее вероятными являются мощность породных прослоев от 0,07 м до 0,50,6 м (70,3%), а мощность угольных пачек от 0,5 м до 3,0 м (74,7%).

2. На месторождениях группы разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих пологие пласты, породные прослои меняют свою мощность от 0,04-0,07 м ($\bar{n} = 0,26$ м), наиболее вероятная мощность от 0,04 м до 0,5 м (84,8%). Мощность угольных пачек колеблется от 0,12 м до 3,18 м ($\bar{m} = 1,25$ м), наиболее вероятная мощность от 0,5 м до 2,0 м (66,3%). Зольность породных прослоев соответственно от 70% до 93,59% ($\bar{A}_n = 83,32\%$) и от 2,7% до 29,5% ($\bar{A}_y = 10,85\%$).

3. На месторождениях группы разрезов центрального Кузбасса, разрабатывающих крутые пласты, мощность породных прослоев меняется от 0,02 м до 1,82 м ($\bar{n} = 0,39$ м), наиболее вероятная мощность от 0,02 м до 0,6 м (79,4%). Мощность угольных пачек изменяется от 0,3 м до 60,9 м ($\bar{m} = 3,07$ м), наиболее вероятная мощность от 0,3 м до 2,5 м (47,9%). Зольность прослоев породы и пачек угля соответствен-

но от 40,1% до 68,0% ($\bar{A}_n = 66,44\%$) и от 3,3% до 25,4% ($\bar{A}_m = 10,61\%$).

4. На месторождениях группы разрезов южного Кузбасса диапазон породных прослоев и угольных пачек по мощности очень широк: от 0,01 м до 1,30 м ($\bar{m} = 0,204$ м) - для породных прослоев и от 0,04 м до 7,64 м ($\bar{M} = 0,54$ м) - для угольных пачек. Чаще других (95 %) встречаются породные прослои от 0,01 м до 0,60 м (87%) и угольные пачки от 0,04 м до 2,50 м. Зольность породных прослоев и угольных пачек соответственно изменяется от 41,1% до 93,4% ($\bar{A}_n = 73,64\%$) и от 4,7% до 41,6% ($\bar{A}_u = 15,2\%$).

По пластам сложного строения было исследовано изменение мощности угольных пачек и породных прослоев в угольном пласте в границах карьерного поля.

Собранная из нормальных колонок, полученных при геологической разведке месторождения, статистика была обработана на ЭВМ по программе "Эмпирика", и построены кривые изменения мощности угольных пачек и породных прослоев (рис.4.6). Анализ этих кривых показал, что мощность каждого породного прослоя в угольном пласте в границах карьерного поля меняется в широких пределах. Например, от 0,05 м до 1,19 м (разрез "Междуреченский пл. VI"), от 0,14 м до 1,79 м (разрез "Черниговский" пл. Подволковский I) и т.д. Следовательно, в процессе отработки этих пластов необходимо при колебании мощности породного прослоя менять технологическую схему (с послойной выемки на валовую), так как породные прослои малой мощности технически невозможно отделить от угольных пачек.

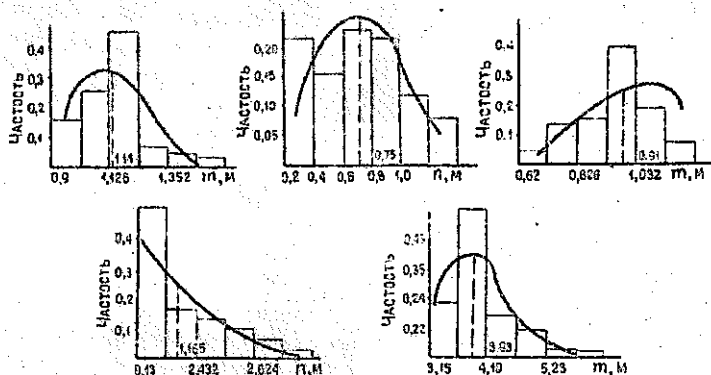


Рис.4.6. Гистограммы и кривые распределения мощности угольных пачек и породных прослоев пласта 73

Анализ пластово-дифференциальных проб и нормативных колонок по обрабатываемым пластам показал, что в пластах сложного строения каждая угольная пачка имеет различные качественные характеристики и марка угля по пласту меняется в пределах карьерного поля.

В таблице 4.7 показаны пластово-дифференциальные пробы некоторых пластов.

Таблица 4.7

Пластово-дифференциальные пробы угольных пластов

Разрез, пласт	Марка угля	Общая мощность, м	Общая зольность, %	Наименование пачек	Мощность пачек, м	Зольность угольных пачек и породных прослоев, %
Разрез "Томусинский", пл. VI	K ₂ , CC, T	6,51	23,5	уголь	2,03	11,7
				порода	0,85	62,8
				уголь	0,51	19,3
				порода	0,03	84,0
				уголь	0,49	19,6
				порода	0,09	88,7
				уголь	0,97	16,9
				порода	0,04	81,6
Разрез им. Вахрушева, пл. Проконьевский II	CK, K ₂ , CC, ГЖ ₃	9,45	12,2	порода	1,77	8,7
				уголь	0,45	17,4
				порода	0,80	66,8
				уголь	1,6	23,1
				порода	0,4	54,0
				уголь	5,5	5,3
Разрез "Черниговский", пл. Подволковский I	K ₂	5,57	23,7	порода	0,2	58,2
				уголь	0,3	3,3
				уголь	0,72	8,6
				порода	0,50	70,6
				уголь	2,20	10,3
				порода	0,46	59,1
				уголь	1,70	13,1

Таким образом, горно-геологические условия ведения горных работ для существующей техники и технологии представляют значительную сложность в плане обеспечения качественного извлечения угля при высокой производительности труда из-за изменения углов падения угольных пластов в пределах карьерного поля, невыдержанной их мощности и распыченности.

4.2. Способы и средства отработки угольных пластов

В соответствии с условиями залегания пластов на разрезах Кузбасса применяются: углубочная, сплошная и углубочно-сплошная системы разработки (по академику В.В.Ржевскому), основанные на применении технологии разработки вскрышных пород с перевалкой их в выработанное пространство или с перевозкой за внешние или внутренние отвалы. На добычных работах, в основном, применяются экскаваторно-автомобильные комплексы. В зависимости от наличия обогатительных мощностей на разрезах определяется способ выемки угольных пластов: валовый, раздельно-валовый или селективный. Применение любого из этих способов предусматривает отделение всего угольного пласта от вмещающих пород или их присечку. Но, как было указано выше, часть угольных пластов является сложными, т.е. содержат от одного до нескольких породных прослоев. Процесс разделения сложных угольных пластов на породные прослои и угольные пачки при их отработке называется внутрипластовой селекцией.

Как показал анализ горно-геологических условий залегания угольных пластов на разрезах Кузбасса, диапазон колебания качества содержащихся в них породных прослоев и угольных пачек, мощности пластов и углов их падения очень широк. Все это приводит к многообразию схем отработки угольных пластов.

Угол падения пласта в каждом случае является основным условием применения тех или иных схем. Угол падения пласта определяет применение технологии разработки вскрышных пород и порядок отработки угольных пластов.

Особенностью добычных схем, постоянно применяемых на пологих и наклонных пластах, является частая перевалка угля перед его отгрузкой либо только экскаватором, либо экскаватором и бульдозером. Предварительное складирование вызвано необходимостью создания забоя с большими параметрами для производительной погрузки и рационального использования автосамосвалов. В то же время задалбливание экскаваторов на переэкскавации горной массы неэффективно, тем более в условиях отработки тонких пластов и одновременного формирования рабочих и транспортных площадок на наклонном основании. Кроме того, возрастает и число перегонов экскаватора. Увеличиваются потери угля из-за несоответствия параметров рабочего оборудования мощности угольного пласта и особенно вследствие оставления призм "недобора" под высокими уступами.

Более совершенными являются в данных горно-геологических условиях схемы, в которых основную работу по укладке горной массы слои в навал осуществляют бульдозеры. При этом для маневровых работ бульдозера должна быть создана площадка на самом пласте или в отвальной зоне, что в условиях подвалки пласта делается редко. Потери угля также остаются высокими, так как по условиям безопасности люди и машины не могут находиться в опасной по падению кусков породы с откоса высокого уступа зоне шириной 6-8 м. Хотя эти схемы являются в данное время наиболее эффективными и отработанными для разрезов при выемке пологих и наклонных угольных пластов, доля "прочих" непроизводительных работ в общем объеме, выполняемом экскаватором по данным схемам, в течение года велика. Например, для разреза "Байдаевский" концерна "Кузбассразрезуголь" она колеблется в пределах 40-55%. Раздельная выемка угля из породугольного массива на месторождениях центрального Кузбасса, разрабатывающих крутопадающие пласты открытым способом при применяемой технике и технологии, когда углубка разреза осуществляется по мощным пластам, а маломощные пласты отрабатываются как полутные, представляет довольно сложную задачу и в большинстве случаев является нецелесообразной.

При выемке крутопадающих угольных пластов, отрабатываемых по транспортной технологии, используется следующая технология. С висячей стороны пласта проходят разрезную траншею. Следующим ходом отрабатывают первую угольную пачку. Затем экскаватор становится ближе к пласту и отрабатывает породный прослой. После отработки породного прослоя экскаватор отрабатывает вторую угольную пачку. Если пласт имеет не один, а несколько породных прослоев, то их отработка осуществляется в такой же последовательности. Высота уступа изменяется от 3 до 15-20 м и во многих случаях не соответствует эффективной отработке пластов, в некоторых случаях уступы подрабатываются и сдвигаются. При этом еще больше усложняется выемка угля из таких пластов. Вследствие этого потери угля на разрезах Кузбасса непрерывно увеличиваются. Постепенно растут сверхнормативные потери (из них около 80% допущены на разрезах, отрабатывающих крутопадающие пласты). При открытой разработке месторождений с крутыми пластами в структуре общих потерь доминирующее положение занимает эксплуатационные потери, снижение которых является одним из резервов повышения производительности труда, снижения себестоимости продукции и повышения рентабельности предприятия в целом. Основной причиной сверхнормативных потерь является невозможность производить селек-

тивную отработку маломощных и сложных угольных пластов согласно принятым проектом технологическим схемам из-за отставания по вскрытию. Особенно велики потери при выемке пластов, отработка которых при существующей технологии в ряде случаев производится с лежащей стороны. А маломощные пласты, в основном, содержат угли коксующихся марок и доля промышленных запасов угля, содержащихся в них, велика. Например, на разрезе им. 50-летия Октября доля промышленных запасов угля в пластах мощностью до 4,5 м составляет около 25%.

Для раздельной отработки сложных зббев экскаваторами предложен ковш новой конструкции, разделенный лопастями на секторные полости [11]. Ковш экскаватора работает следующим образом. Ковш снимает слой, например, породы, которая заполняет сектор черпания. При подходе к контакту "порода - полезное ископаемое" от датчика поступает сигнал, передаваемый на включение гидроцилиндра, который поворачивает вал с лопастями на фиксированный угол, вводя новый сектор для заполнения полезным ископаемым. Ковш, пройдя пласт полезного ископаемого, вскрывает породу, датчик дает сигнал на поворот вала и т.д. При использовании данного ковша для селективной выемки угольных пластов может возникнуть ряд трудностей, связанных с его технологическими возможностями. Это невозможность отработки крепких пород без буровзрывных работ. При проведении буровзрывных работ произойдет нарушение контакта "порода - уголь", что приведет к значительному разубоживанию и потерям полезного ископаемого. Кроме того, применение ковша данной конструкции значительно снизит производительность экскаватора.

При отработке сложных угольных пластов на поле разреза "Иммовский" природные условия месторождения (горизонтальное залегание пластов) и рабочие параметры используемых на добыче механических лопат определили следующие технологические схемы раздельной выемки [8, 13]:

а) с разбивкой угольного пласта на подступы в соответствии с его строением и самостоятельной выемкой - послонная схема;

б) одним уступом с установкой экскаватора на почве пласта и последовательной выемкой слоев сверху вниз - одноуступная схема;

в) комбинированно, когда пласт, состоящий из трех пачек, разбивается на два подступа.

Такие же технологические схемы нашли применение на разрезах Кузбасса при отработке сложных угольных пластов с углами падения

0-2° (например, при выемке пласта IV-V на разрезе "Междуреченский"). Основными недостатками этих схем являются: ограниченная область применения (пласты должны залегать горизонтально или полого до 2° из условий возможного движения экскаватора по кровле или почве раздельно вынимаемого слоя, мощность отрабатываемых слоев должна быть значительной).

В ряде случаев на разрезах Кузбасса при производстве добычных работ применяются драглаины. Например, на разрезе "Сибиргинский" применяются драглаины ЭКСГ-5Д с небольшими параметрами, на разрезе "Байдаевский" используется ЭШ-10/70 для складирования угля в невал с последующей его отгрузкой мехлопатор. Однако гибкая подвеска ковша не позволяет обеспечить точную его установку над транспортным средством (сосудом). Она же не обеспечивает качественного разделения полезного ископаемого в забое. А небольшое усилие внедрения ковша приводит к тому, что он при наполнении проходит по поверхности забоя большой путь. В результате в него попадает разнородный материал, а это уже непосредственно связано с потерями и разубоживанием полезного ископаемого, с увеличением продолжительности цикла экскавации.

О.И.Фейгельсоном были предложены технологические схемы отработки свит сближенных угольных пластов с углами падения до 10-15° мобильным карьерным оборудованием (тракторными рыхлительными агрегатами и одноковшовыми погрузчиками) [12].

Пласты сложного строения с относительно мощными прослоями породы, разделяющими их на отдельные пачки, могут быть приравнены по условиям отработки к свите сближенных пластов. Сложные уступы, представляющие собой свиты сближенных пластов или пласты сложного строения, могут быть разделены на три основных типа:

- небольшие по мощности пласты и междупластья, расположенные со стороны кровли более мощного пласта;
- значительные по мощности пласты, разделенные одним породным междупластем значительной мощности либо несколькими прослоями породы и тонкими пачками угля;
- маломощные пласты или пачки угля, перемежающиеся с незначительными по мощности прослоями породы.

Отработка отдельных пластов и междупластий сложного уступа производится слоями незначительной мощности. Минимальная мощность раздельно вынимаемого угольного пласта составляет 0,5 м, породного прослоя - 0,3-0,4 м. Наименьшие затраты на выемку имеют место при

отработке уступа с расположением транспортного горизонта на кровле пласта, но высота уступа не должна превышать 4-5 м.

Определенный интерес представляет технология разработки пластовых сложноструктурных месторождений горизонтального или пологого залегания выемочными слоями малой мощности, базирующаяся на применении механического рыхления или комбинированного способа подготовки породы к выемке. Данная технология позволяет вести раздельную разработку разнопрочностных пород, залегающих в массиве пластами малой мощности [14].

Подготовка породы комбинированным способом осуществляется в три стадии.

I стадия. Ослабление массива взрыванием скважинных зарядов, пробуренных на полную мощность продуктивной толщи по расширенной сетке для взрыва в зажатой среде. Величина максимального удельного расхода ВВ рассчитывается из условия, что перемешивание разнопрочностных пород на контакте слоев отсутствует.

II стадия. Послойное рыхление ослабленных взрывом пород механическим способом.

III стадия. Штабелирование разрыхленной породы бульдозером на подшвы уступа для последующей экскаваторной отгрузки.

Операции рыхления и штабелирования горных пород выполняются тракторным агрегатом, оснащенным навесным оборудованием рыхлителя и бульдозера. Погрузка породы из штабеля производится экскаватором ЭКГ-4,6 в автосамосвалы БэлАЗ-540А.

Необходимо отметить, что разупрочнение породы рыхлителем, например, Д-652АС (базовый трактор ДЭТ-250), значительно дешевле, чем буровзрывным способом. Так, в Ю "Эстонсланец" себестоимость 1 м³ рыхления тонкослойных сланцев и известняка с крепостью по шкале проф. М.М.Протоdjяконова $f = 6-8$ составила 0,02 руб. при использовании механического способа. В то же время подготовка буровзрывным способом связана с затратами в 0,17-0,3 руб. на 1 м³ горных пород. Аналогичные результаты получены и в Подмосковье [15]. При этом для рыхления пород с $f = 1-2$ возможно использование трехствечных рыхлителей, с $f = 2-3$ - двухствечных, с $f = 3$ - одноствечных. Расстояние между проходами ($l_{пр}$) должно быть не больше [8]

$$l_{пр} \leq 2H \operatorname{ctg} \alpha (H_3/H_0 - 1) + b_k,$$

где $l_{пр}$ - расстояние между проходами, м; α - угол откоса боковой

плоскости борозды, градус; H_e - эффективная глубина рыхления, м;
 δ_n - толщина наконечника зуба, м.

Технические параметры рыхлителей широко известны. Рыхлители обычно поступают в комплекте с навесным оборудованием бульдозеров, технические и технологические возможности которых также подробно описаны.

Слабый или разрыхленный массив можно обрабатывать комплексами с использованием гусеничных тракторов-толкачей [15]. При незначительных расстояниях транспортирования горной породы, когда удельный вес времени загрузки в общем времени оборота скрепера достаточно высок, применение толкачей может оказаться неэффективным. Поэтому на легких грунтах при расстояниях менее 500-600 м можно рекомендовать работу без толкачей. В начальный период загрузки тяговое усилие собственно скрепера оказывается достаточным для преодоления первоначально возникающего сопротивления, а толчок необходим главным образом в середине и конце загрузки, и его подсоединение происходит при движении агрегата практически без потерь времени.

Применение толкача позволяет повысить коэффициент заполнения ковша горной породой на 10-12%, а частично и на 20-30% и сократить время черпания на 30-50%. Загрузка на наклонном забое (при движении скрепера вниз) может привести к увеличению степени заполнения ковша на 15-20% по сравнению с загрузкой на горизонтальном участке. Коэффициент разрыхления грунта в ковше скрепера на 5-10% меньше, чем в отвале, за счет частичного уплотнения породы в процессе загрузки. Опасным, вследствие нарушения устойчивости, является поворот скрепера при движении под уклон. Поэтому кривые должны иметь в 2,5-3 раза больший радиус, чем минимально допустимый по техническим возможностям машины. Необходимо создавать прямолинейные трассы движения скрепера, совмещая пункты поворота с участками, имеющими низкие скорости движения, зонами погрузки и выгрузки [15].

Угольные пласты можно обрабатывать одноковшовыми погрузчиками, которые сочетают в себе экскаваторное и транспортное оборудование и могут применяться самостоятельно как погрузочные машины, при погрузке породы или полезного ископаемого в забое в автосамосвалы, или как машины, производящие экскавацию породы в забое и транспортирование ее в ковш.

Выемка породы осуществляется за счет напорного усилия, поворота ковша и подъема стрелы погрузчика. Забой одноковшового погрузчика - торцовый, продольный или забой-площадка. Выбор и оснащение

разреза пневмоколесными погрузчиками можно осуществлять по рекомендациям "Типовых технологических схем..." [16].

Таким образом, анализ показал, что небольшие параметры раздельно извлекаемых угольных и породных прослоев, а также локальный характер вскрытых и готовых к выемке запасов угля предполагают использование мобильных основных и вспомогательных машин типа погрузчика, бульдозера, рыхлителя, скрепера. Технологические параметры этих машин соизмеримы с параметрами геологических структур. Недостатками схем отработки свит соближенных угольных пластов мобильным карьерным оборудованием и технологии отработки пластовых сложноструктурных месторождений тонкими выемочными слоями является: переизмельчение полезного ископаемого, некачественное разделение вынимаемых отдельностей по контакту.

К перспективным направлениям следует отнести предложение МПИ по технологии с грейдерами-элеваторами [17]. Размеры и конструкция режущего органа этой машины позволяют послойно обрабатывать пласты, характеризующиеся переменными мощностью, углом падения и простирания, а также прослой любой мощности практически без потерь в зоне контактов.

Основными параметрами технологии выемки тонкими слоями при разработке сложноструктурных месторождений являются размеры заходки и ширина рабочей площадки, которые зависят от основных параметров рабочего оборудования грейдеров-элеваторов. Эффективная глубина резания равна 0,4-0,7 м. Ширина рабочей площадки в общем случае включает ширину транспортных полос грейдера-элеватора, средств транспорта и суммарную ширину разнородных заходок.

Недостатками этой технологии являются: возможность отработки только полезного ископаемого и пород вскрыши, не требующих взрывного рыхления; сложность организации последовательной выемки отдельных слоев.

Таким образом, анализ существующих способов и средств отработки угольных пластов показал, что их повсеместное применение на разрезах Кузбасса нецелесообразно из-за больших потерь и ухудшения качества добываемого угля, значительного снижения производительности основного горного и транспортного оборудования, особенно при отработке маломощных и сложных угольных пластов.

4.3. Структура засорения добываемого угля

Увеличение зольности угля при его добыче, по сравнению с зольностью чистых пачек, происходит в результате наличия в пластах породных прослоев и перемешивания вмещающих пород из междупластий. Для определения путей улучшения качества добываемого угля необходимо знать структуру его засорения - количество породы из неизвлекаемых прослоев и количество породы из прослоев, которые могут быть извлечены селективно из междупластий.

Методика определения структуры засорения заключается в следующем.

По каждому разрабатываемому пласту по пластово-дифференциальным пробам определяется распределение породы в прослоях различной мощности и зольности чистых пачек угля. Общий коэффициент засорения угля при выемке пласта находится в соответствии с формулой

$$R = \frac{(A_{доб} - A_{чист}) 100}{A_{пор} - A_{чист}}$$

где R - общий коэффициент засорения угля, %; $A_{чист}$ - зольность чистых пачек угля, %; $A_{доб}$ - зольность добытого угля, %; $A_{пор}$ - зольность засоряющих пород, %.

Общий коэффициент засорения представляет из себя сумму коэффициентов, обусловленных засорением прослоями до 0,2 м; 0,2-0,4 м; 0,4-0,6 м и породой из междупластий

$$R = R_{<0,2} + R_{0,2-0,4} + R_{>0,4}$$

Известно, что прослои размером до 0,2 м применяемой на разрезах техникой не могут быть извлечены селективно, а при наклонном залегании пластов вместе с углем извлекаются и прослои до 0,4 м. Соответствующие коэффициенты можно найти по пластово-дифференциальным пробам. По известному общему коэффициенту R и составившему, например, $R_{<0,2}$ определяется коэффициент засорения породой из междупластий и прослоев, которые могут быть извлечены селективно.

Исходными данными для выполнения расчетов служат пластово-дифференциальные пробы и отчет разреза о качестве добытого угля по шахтопластам и маркам (форма 5-к) за рассматриваемый период.

По такой методике были обработаны пластово-дифференциальные пробы за 1985г. (250-300 проб) по более чем 60 пластам на 13 разрезах концерна. Структура засорения в целом по разрезу определялась с учетом долевого участия пласта в общей добыче. Результаты расче-

та представлены в табл.4.8. Разрезы южной части Кузбасса отличаются относительно высоким содержанием прослоев мощностью до 0,2 м. Коэффициент засорения этими прослоями составляет 3,8-6,4%. Вместе с тем, за счет пологого залегания пластов и возможности использования при их зачистке бульдозеров здесь довольно низкое засорение породой из более крупных прослоев и междупластий. Исключением в этой группе является разрез "Междуреченский", где при наличии обогатительной фабрики крупные прослои не всегда изымаются селективно.

Запасы разрезов центрального Кузбасса представлены в основном простыми по строению малозольными пластами. Засорение происходит, главным образом, в результате присечки вмещающих пород при выемке большого числа маломощных пластов. Хорошее качество добываемого угля зольностью 7-11% достигается в частности за счет неполной выемки трудноизвлекаемых запасов.

Засорение угля на разрезах "Идровский" и "Черниговский" связано с имеющимися в структуре пластов крупными породными прослоями и присечкой вмещающих пород. Наличие при разрезах обогатительных фабрик привело к тому, что даже крупные породные прослои мощностью 0,7-1,2 м извлекаются совместно с чистыми пачками угля.

Натурные измерения [16], проведенные с целью определения величины засорения в почве и кровле пласта на разрезах Кузбасса, позволяют сделать вывод, что при существующем выемочном оборудовании коэффициент засорения породой из крупных прослоев и междупластий может быть обеспечен не более 2%. Как видно из табл.4.8, на многих разрезах эта величина превышает полученную оценку, что свидетельствует о больших резервах улучшения качества угля за счет совершенствования технологии его выемки.

5. ОЦЕНКА ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПОЛНОТЫ ВЫЕМКИ И СНИЖЕНИЯ РАЗУБОЖИВАНИЯ УГЛЯ ПРИ РАЗДЕЛЬНОЙ РАЗРАБОТКЕ ПЛАСТОВ

5.1. Выбор рационального оборудования для раздельной разработки угольных пластов

Способ разработки сложного угольного забоя (валовый или раздельный) зависит от структуры угольных пластов, условий их залегания и применяемого типа добычного оборудования. В этих условиях

Таблица 4.5

Структура засорения добываемого угля

Р а з р е з	Зольность чистого угля, %	Зольность побитого угля, %	Коэффициент засорения: мелкозольный:		Коэффициент засорения прослоями (%)		коэффициент засорения общий, %
			0,2 м	0,2-0,4 м	0,4 м и ме- ьше	толще	
"Кедровский"	9,6	18,1	0,5	3,5	6,9	12,9	
"Черниговский"	9,6	18,7	0,7	7,1	5,7	13,5	
им. 50-летия Октября	6,1	7,7	0,2	-	2,1	2,3	
"Краснобродский"	6,0	7,0	-	-	1,5	1,5	
"Новосергеевский"	6,2	7,9	0,3	-	2,1	2,4	
"Киселевский"	6,0	7,4	0,3	-	1,7	2,0	
им. Вахрушева	6,2	10,8	0,3	1,8	4,1	6,2	
"Байдаевский"	10,9	14,0	0,2	0,35	3,2	3,8	
"Листвянский"	15,4	19,4	3,8	-	3,2	7,0	
"Красногорский"	13,3	19,6	6,4	-	0,4	6,8	
"Томусинский"	12,7	15,8	4,3	-	0,7	5,0	
"Междуреченский"	12,8	18,0	4,5	0,3	4,3	9,1	
В С Е Г О			2,4	1,1	2,3	6,4	

эффективность раздельной разработки угольных пластов, основанной на слоевой выемке, зависит от правильного обоснования технических и технологических условий ее реализации. Выбор технических средств производится по уровню соответствия их параметров условиям ведения горных работ. Для обеспечения эффективности выемки необходимо выполнение следующего требования: способность оборудования осуществлять регулируемую траекторию черпания, в частности, создающую большой длины прямолинейный участок движения режущей кромки ковша.

Д.И.Федоров в своей монографии [35] дает классификацию траекторий движения рабочего органа основных землеройных машин. По этой классификации можно считать, что движение рабочих органов одноковшовых экскаваторов с оборудованием прямой и обратной лопат происходит по криволинейным траекториям различного вида. Практически в процессе черпания действительные траектории имеют отклонения от теоретических, обусловленные горно-геологическими условиями залегания угольных пластов, а также кинематическими особенностями экскаваторов.

Для выявления технологических возможностей применяемых экскаваторов для раздельной отработки угольных пластов был проведен графо-аналитический анализ механизма черпания по осуществлению прямолинейной траектории движения режущей кромки рабочего органа.

Для угольных пластов горизонтального, пологого и наклонного залегания исследования были проведены для углов откоса угольного забоя $\gamma' = 55^\circ$ (с предварительным рыхлением) и 70° (без предварительного рыхления) [18]. При определении длины прямолинейной траектории движения режущей кромки рабочего органа экскаватора с оборудованием прямой лопаты к учету принималось максимальное расстояние прямолинейной траектории движения режущей кромки рабочего органа по кровле пласта (рис.5.1а,д), а для экскаваторов с оборудованием обратной лопаты - по почве пласта (рис.5.1б). Из графиков, представленных на рис.5.2 видно, что в случае горизонтального залегания пласта ($\psi = 0$) и угла откоса забоя $\gamma' = 70^\circ$ большой прямолинейный участок траектории имеют гидравлические прямые и обратные лопаты, причем в достаточно широком диапазоне изменения мощности пласта. Длина прямолинейного участка траектории движения ковша карьерных мехлопат находится в зависимости от нормальной мощности пласта, которая описывается уравнением

$$L_n = a + b m, \quad (5.1)$$

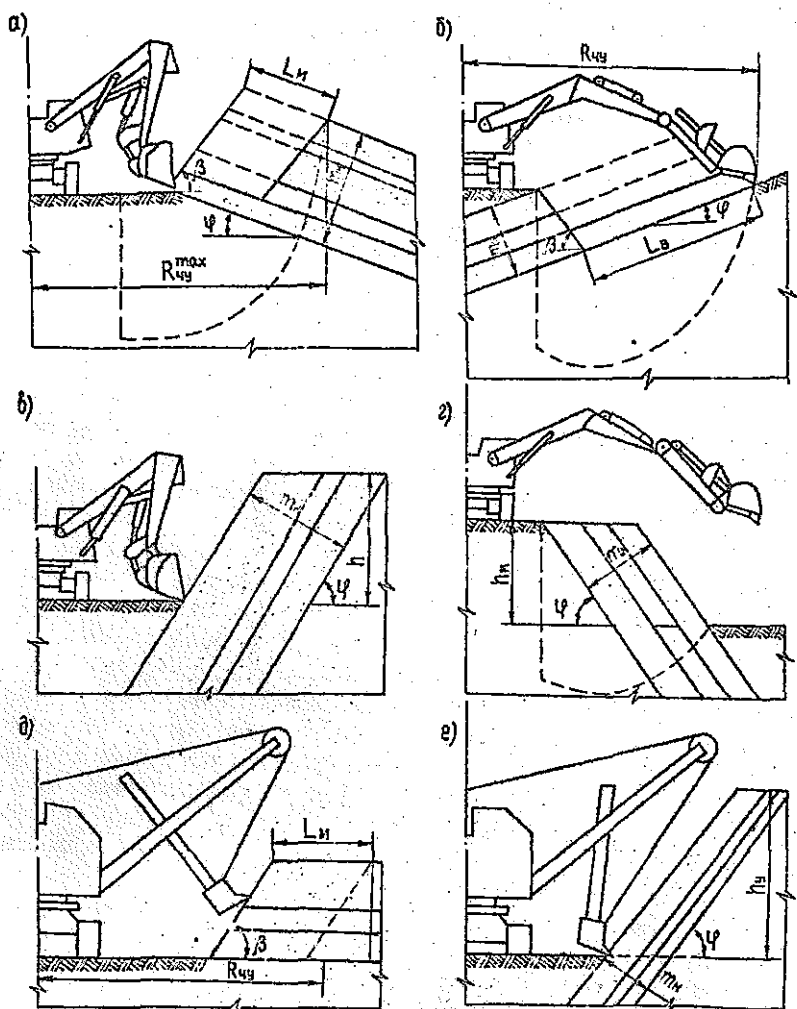


Рис. 5.1. Схемы для определения длины прямолинейной траектории движения режущей кромки рабочего органа экскаватора: а, в - гидравлическая прямая лопата; б, г - гидравлическая обратная лопата; д, е - прямая мехлопата

где L_n - длина прямолинейного участка траектории движения ковша, м; a, b - коэффициенты (табл. 5.1); m_n - нормальная мощность пласта, м.

Таблица 5.1

Значения коэффициентов линейного уравнения с учетом угла откоса забоя (γ) для карьерных экскаватор

Тип экскаватора	$\gamma = 55^\circ$		$\gamma = 70^\circ$	
	a	b	a	b
ЭКГ-4,6	3,8	- 1,2	3,4	- 0,85
ЭКГ-4у	8,4	- 1,3	7,6	- 0,60
ЭВГ-4И	10,86	+ 0,12	10,0	+ 0,60
ЭКГ-6,3уе	6,3	- 0,95	7,0	$\pm 1,28$
ЭКГ-8И	5,9	- 1,2	5,2	- 0,85
ЭКГ-12,5	4,8	- 1,1	4,8	- 0,60
ЭКГ-20	5,3	- 1,13	5,3	- 0,77

Для гидравлических экскаваторов длина прямолинейной траектории движения режущей кромки рабочего органа (L_n) находится в параболической зависимости от нормальной мощности и описывается уравнением

$$L_n = a + b m_n + c m_n^2, \quad (5.2)$$

где a, b, c - коэффициенты (для ЭГ-12 сведены в табл. 5.2).

Таблица 5.2

Значения коэффициентов параболического уравнения с учетом угла откоса забоя (γ) для ЭГ-12

Угол падения пласта, градус	$\gamma = 55^\circ$			$\gamma = 70^\circ$		
	a	b	c	a	b	c
0	+6,200	-0,386	-0,037	+7,608	-0,028	-0,039
5	+7,910	-0,262	-0,040	+7,297	+0,072	-0,042
10	+7,328	-0,072	-0,046	+6,861	+0,215	-0,048
15	+6,768	+0,132	-0,058	+6,294	+0,386	-0,057
20	+6,341	+0,216	-0,063	+5,606	+0,542	-0,066
25	+5,527	+0,544	-0,078	+5,187	+0,747	-0,077
30	+4,961	+0,694	-0,085	+4,672	+0,920	-0,086
35	+4,355	+0,902	-0,096	+4,133	+1,128	-0,099

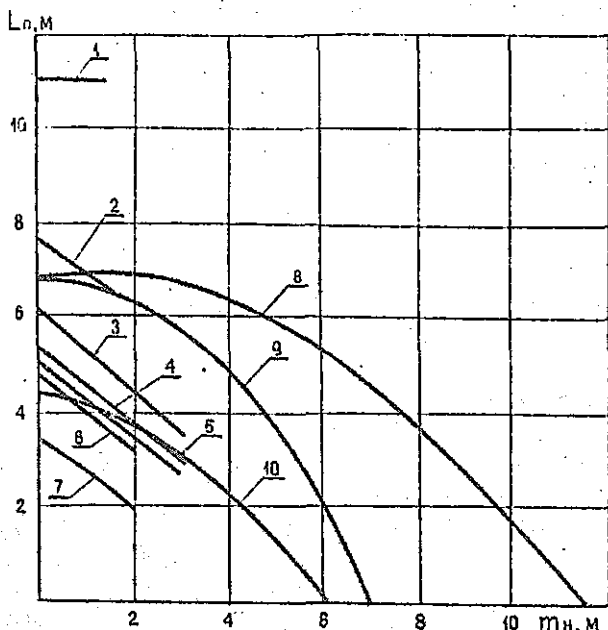


Рис. 5.2. Изменение длины (L_p) прямолинейного участка траектории движения режущей кромки экскаватора в зависимости от мощности пласта (m_n) при $\alpha = 0^\circ$: 1 - ЭКГ-4И; 2 - ЭКГ-4у; 3 - ЭКГ-6,3ус; 4 - ЭКГ-8И; 5 - ЭКГ-20; 6 - ЭКГ-12,5; 7 - ЭКГ-4,6; 8 - ЭГ-12; 9 - ЭО-6И22 (обратная лопата); 10 - ЭО-6И22 (прямая лопата)

Сравнение технических и технологических возможностей гидравлических экскаваторов и карьерных мехлопат по осуществлению прямолинейной траектории движения режущей кромки рабочего органа показывает, что широкое применение гидропривода для экскаваторов расширяет возможности совершенствования траектории движения ковша и повышает эффективность его работы. Наличие большого L_p позволяет осуществлять внутрислоистовую селекцию слоистов пологого и наклонного залегания большой мощности с одного места установки экскаватора. При этом чем больше m_n , тем меньше высота уступа (h_y) и шаг пе-

редвижки экскаватора при отработке наклонных и пологих пластов.

Была проанализирована раздельная отработка пластов сложного строения ($\varphi = 10-90^\circ$) с предварительной проходкой разрезной траншеи с висячей стороны пласта прямыми гидравлическими и прямыми канатными экскаваторами (см. рис.5.1в,г,е). Анализ показал, что в данном случае гидравлические экскаваторы по своим технологическим возможностям при осуществлении внутрислоевого селективного отбора пластов сложного строения превосходят механические экскаваторы, т.к. за счет жесткой связи ковша канатного экскаватора рукоятью на определенной высоте в пределах радиуса черпания происходит отрыв режущей кромки ковша от контакта угольной пачки с породным прослоем, а у гидравлических экскаваторов режущая кромка ковша может следовать по контакту в пределах всего радиуса черпания за счет независимых перемещений ковша, рукояти и стрелы. Зависимость высоты добычного уступа от угла падения угольного пласта по условию прочерпывания породугольного контакта показана на рис.5.3.

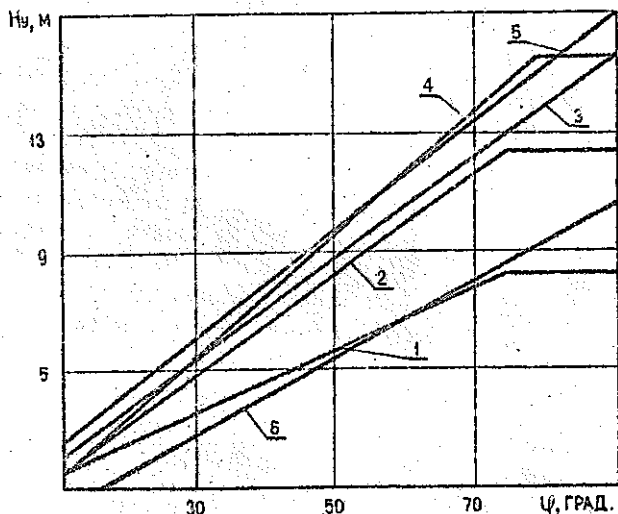


Рис.5.3. Зависимость высоты добычного уступа ($H_{\text{ч}}$) от угла падения угольного пласта (φ) по условию прочерпывания породугольного массива: 1 - ЭКТ-4,6; 2 - ЭКТ-8И; 3 - ЭКТ-6,3ус; 4 - ЭКТ-12,5; 5 - ЭКТ-4у; 6 - ЭО-6122

С увеличением угла падения пласта увеличивается высота добычного уступа. С одного места стояния экскаватор может отрабатывать угольные пачки (породные прослои) определенной мощности, исходя из условия прочерпывания породугольного контакта в почве угольной пачки (породного прослоя). С увеличением высоты добычного уступа мощность вынимаемой отдельности уменьшается (рис.5.4).

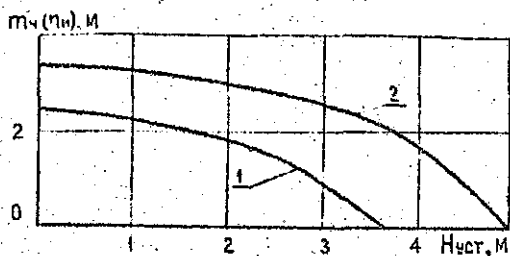


Рис.5.4. Зависимость мощности угольной пачки и породного прослоя, вынимаемых с одного места стояния экскаватора, от высоты добычного уступа по условию прочерпывания породугольного контакта (для ЭКГ-4,6) при различных углах падения пласта: 1 — $\varphi = 30^\circ$; 2 — $\varphi = 40^\circ$.

Таким образом, машинами, наиболее полно отвечающими требованиям отработки угольных пластов на разрезах Кузбасса для всего диапазона условий их залегания, является гидравлические экскаваторы. В то же время это не означает, что мехлопаты должны быть исключены из новых технологических схем, тем более в период, когда отечественное строительство карьерных гидравлических экскаваторов находится на стадии становления. Необходимо разработать такие технологические схемы, которые бы позволили уменьшить негативное влияние на эффективность внутрипластовой селекции при выемке сложных угольных пластов конструктивных "недостатков" этих машин.

5.2. Определение параметров забоя и производительности одноковшовых экскаваторов при раздельной разработке маломощных и сложных угольных пластов

Схема отработки пластов зависит в первую очередь от типа применяемого экскаватора, при выборе которого учитывают мощность и число слоев, их залегание и положение. В настоящее время в технологических схемах ведения добычных работ выемочно-погрузочной машиной чаще всего является ЭКГ-4,6, реже ЭКГ-4у и ЭКГ-ВМ.

Выемка угольных пластов производится последовательным отделением стружек вдоль напластования в слое выемки. Форма поперечного сечения стружек (тел выкола) и их фактические размеры зависят от схемы копания, типа и структуры экскавируемых пород. Разрушение угольных слоев и породных прослоев в пластах происходит сразу по нескольким направлениям, и порода экскавируется отдельными структурными блоками.

Создание эффективных технологических схем отработки угольных пластов с использованием прямолинейной траектории движения режущей кромки рабочего органа экскаватора предполагает исследование основных параметров их забоев на примере разработки сложных угольных пластов для определения мощности нарушаемого слоя на породугольном контакте и изменения производительности выемочно-погрузочных машин за счет изменения в большом диапазоне мощностей отдельно извлекаемых угольных пачек и породных прослоев, а также их количества в сложных угольных пластах на разрезах Кузбасса.

Разделение сложных угольных пластов на породные прослои и угольные пачки в процессе их выемки экскаватором в ряде случаев приводит к значительному снижению его производительности. Поэтому наряду с полнотой извлечения угля фактическая эксплуатационная производительность экскаватора при различных схемах его применения является одним из основных показателей эффективности схем.

Проведение внутрипластовой селекции сложных угольных пластов экскаватором на полные параметры по прямолинейной траектории вдоль напластования при условии получения минимума потерь и разубоживания должно осуществляться фронтальным забоем с шагом передвижки равным ширине ковша. Если он будет больше, то увеличится величина нарушаемого слоя на породугольных контактах за счет несовпадения плоскости падения пласта и плоскости резания режущей кромки рабочего органа экскаватора.

Исходя из горно-геологических условий залегания этих пластов, для определения мощности нарушаемого слоя на породугольных контактах рассмотрим процесс формирования разубоживающего слоя при двух принципиальных схемах проведения внутрипластовой селекции сложных угольных пластов в зависимости от направления перемещения фронта работ: при отработке с висячей и лежащей сторон пласта (рис. 5.5, 5.6). На рис. 5.7 дана укрупненная блок-схема для расчета мощности присекаемого слоя породы и угольной пачке.

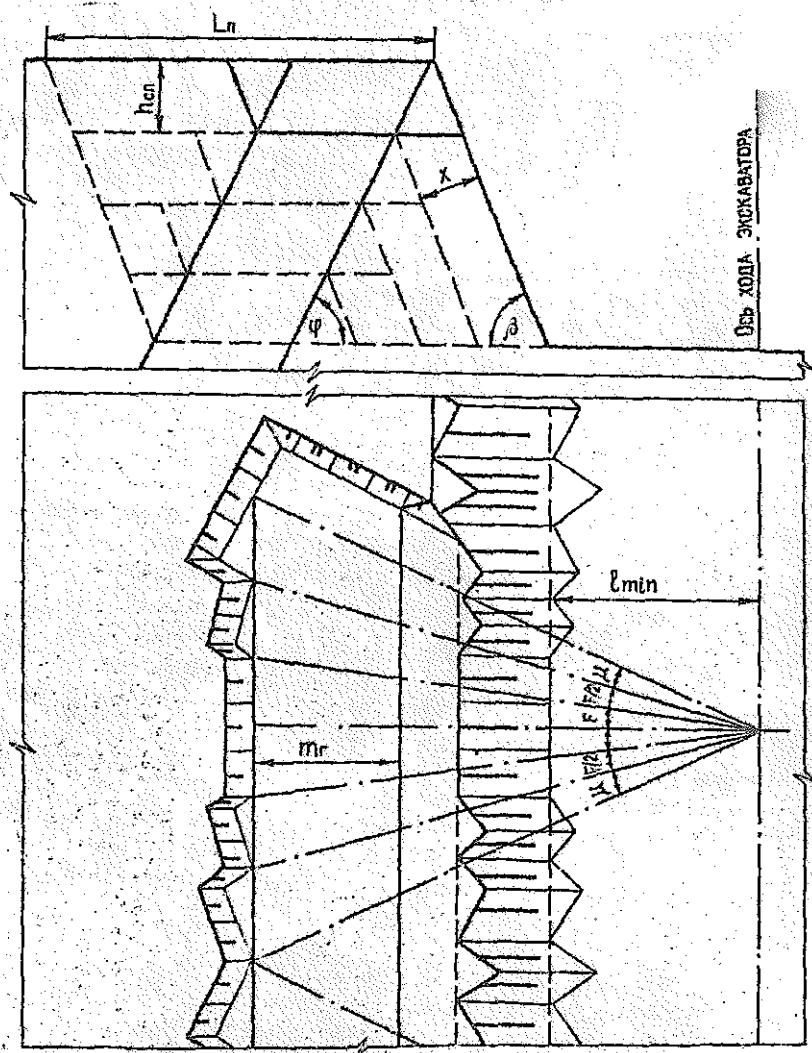


Рис.5.6. Формирование разубоживающего слоя в кровле и почве павста при его отработке с левой стороны

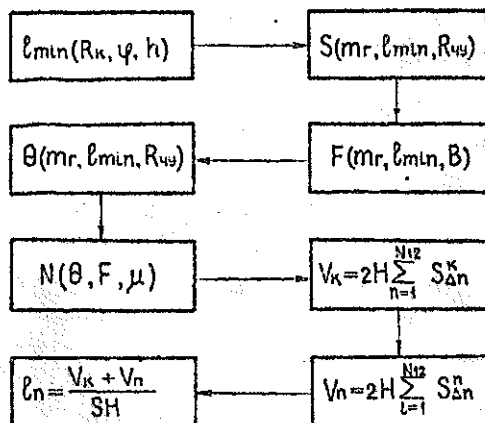


Рис.5.7. Укрупненная блок-схема расчета мощности пересекаемого слоя породы к угольной пачке

При проведении внутрипластовой селекции сложных угольных пластов при их отработке с висячей стороны фронтальным забоем экскаватор устанавливается на минимально допустимом расстоянии по правилам безопасности от оси его хода до забоя, которое вычисляется по формуле

$$l_{\min} = R_k + l_1 \sin \varphi - (h - \cos \varphi l_1) / \operatorname{tg} \varphi, \quad (5.3)$$

где $l_{\min}$ – минимально допустимое расстояние от оси хода экскаватора до забоя, м; R_k – радиус вращения кузова экскаватора, м; h – просвет под поворотной платформой, м; l_1 – зазор между контргрузом и откосом уступа ($l_1 = I$), м.

На рис.5.8 показана зависимость $l_{\min}$ от угла падения пласта φ . Максимально возможная величина отработки угольной пачки (породного прослоя) по простиранию с одного места стояния экскаватора (S) равна

$$S = 2(m_r + l_{\min}) \operatorname{tg} \theta / 2, \quad (5.4)$$

где m_r – горизонтальная мощность обрабатываемой угольной пачки (породного прослоя), м; θ – угол, в пределах которого экскаватор отработывает угольную пачку (породный прослой) на величину S , градус.

Угол $\theta / 2$ можно найти из выражения

$$\cos \theta/2 = (mr + l_{\min})/R_{\text{гч}}, \quad (5.5)$$

где $R_{\text{гч}}$ - максимальный радиус черпания на горизонте установки экскаватора, м.

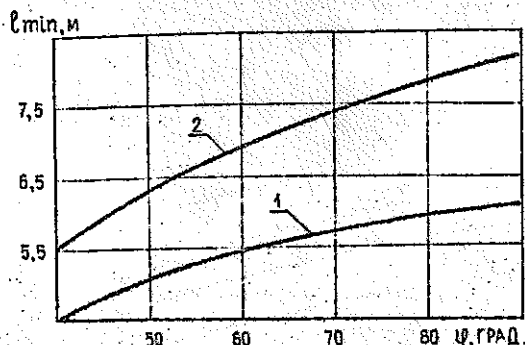


Рис.5.8. Минимально допустимое расстояние от оси хода экскаватора до забоя ($l_{\min}$) для различных углов падения (ψ): 1 - ЭКГ-4,6; 2 - ЭКГ-БН

Зависимость S от угла падения пласта при различных мощностях отрабатываемых угольных пачек (породных прослоев) показана на рис.5.9. При проведении внутрипластовой селекции сложных угольных пластов фронтальным забоем максимально возможная величина отработки угольной пачки (породного прослоя) по простирацию с одного места стояния экскаватора равна его шагу передвижки.

Количество черпаний (N) с одного места стояния экскаватора равно

$$N = \frac{\angle \theta - \angle F}{\angle \mu} + 1. \quad (5.6)$$

Угол находим из выражения

$$\tan \theta/2 = B/2 l_{\min}, \quad (5.7)$$

где B - ширина ковша, м.

Рассмотрим процесс формирования разубоживания в кровле угольных пачек. Первое черпание осуществляется режущей кромкой ковша вдоль напластования пласта. Разубоживание при этом черпании будет минимальным. Затем экскаватор поворачивается влево или вправо на определенный угол μ и производит следующее черпание. Разубоживание складывается из суммы треугольных призм породы, оставленных на кровле пачек. При равенстве угла поворота (μ) в обе стороны при каждом черпании объем треугольных призм будет соответственно равен. На-

пример, объем первой призмы слева и справа одинаков, так же второй, третьей и т.д. Объем каждой призмы равен

$$V_{np} = S_{\Delta} H, \quad (5.8)$$

где S_{Δ} - площадь основания призмы, m^2 ; H - высота обрабатываемого уступа, m ;

$$S_{\Delta} = c^2 \sin(\angle A) \sin(\angle B) / 2 \sin(\angle C). \quad (5.9)$$

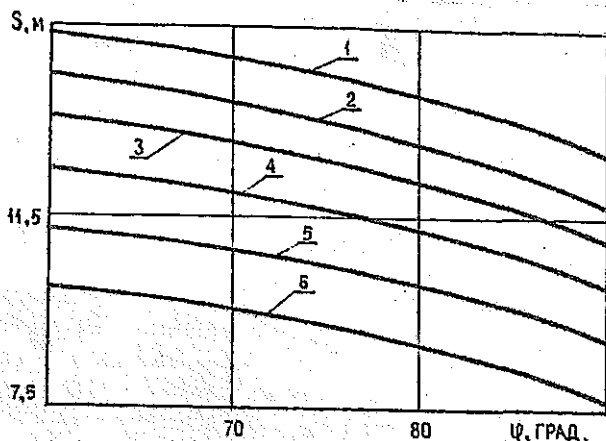


Рис.5.9. Зависимость максимально возможной величины отработки угольной пачки (породного прослоя) по простиранию пласта с одного места стояния экскаватора (S) от угла падения пласта (φ): 1,2,3, 4,5,6 - мощность вынимаемого слоя, соответственно равная 0,2; 0,6; 1,0; 1,4; 1,8; 2,2 м

Объем оставляемой породы в кровле (V_k , m^3) угольной пачки при сплошной режущей кромке вправо (влево) от первого черпания вдоль напластования при симметричном черпании будет равен

$$V_k = H \sum_1^{(n-1)/2} S_{\Delta n}^k = \sum_1^{(n-1)/2} \frac{C_n^2 \sin(\angle A_n) \sin(\angle B_n)}{2 \sin(\angle C)}, \quad (5.10)$$

где

$$C_n = l \min \left(\frac{\angle F}{2} + n \angle \mu \right) - \frac{B}{2} - \sum_{i=1}^n C_{n-i}, \quad (5.11)$$

$$\angle A_n = \angle F + (n-1) \angle \mu; \quad (5.12)$$

$$\angle B_n = \angle F - (n+2) \angle \mu; \quad (5.13)$$

$$\angle C_n = 90 - \frac{\angle F}{2} + 3 \angle \mu, \quad (5.14)$$

где n - число черпаний влево или вправо от первого черпания вдоль напластования; N - общее число черпаний экскаватора с одного места стояния.

Объем отсекаемой породы к угольной пачке в почве (V_n , m^3) вправо (влево) от первого черпания вдоль напластования при симметричном черпании будет равен

$$V_n = H \sum_{n=1}^{(N-1)/2} S_{\Delta n} = H \sum_{n=1}^{(N-1)/2} \frac{C_n^2 \sin(\angle A_n) \sin(\angle B_n)}{2 \sin(\angle C_n)}, \quad (5.15)$$

где

$$C_n = l_{min} \operatorname{tg} \left(\frac{\angle F}{2} + n \angle \mu \right) - \frac{B}{2} - \sum_{i=1}^n C_{n-i}; \quad (5.16)$$

$$\angle A_n = 90 - [\angle F - (n-1) \angle \mu]; \quad (5.17)$$

$$\angle B_n = \angle F + (n-1) \angle \mu; \quad (5.18)$$

$$\angle C_n = 90 - \frac{\angle F}{2} + 3 \angle \mu. \quad (5.19)$$

Анализ формул (5.10) и (5.15) показывает, что объем отсекаемой породы к угольной пачке в кровле и почве возрастает при увеличении угла поворота (μ) при каждом черпании с одного места установки экскаватора и числа черпаний (n) вдоль напластования.

Для определения общего объема отсекаемой породы к угольной пачке необходимо сложить объем призм в кровле и почве. Отношение отсекаемого объема породы в почве или кровле угольной пачки к расстоянию ее отработки по простиранию даст значение средней мощности отсекаемого слоя. Мощность отсекаемого экскаватором слоя породы в кровле или в почве угольной пачки дает величину разрешающей способности рабочего оборудования данного типа экскаватора при раздельной выемке слоев.

Мощность отсекаемого слоя породы (l_n) к угольной пачке при работе экскаватором ЭКГ-4,6 без потерь находится в зависимости от ее мощности (mn), которая описывается уравнением

$$\ell n = a + b m n, \quad (5.20)$$

где ℓn - мощность присекаемого слоя породы, м; a, b - коэффициенты (табл. 5.3).

Таблица 5.3

Значения коэффициентов линейного уравнения для определения мощности присекаемого слоя породы при отработке угольных слоев экскаватором ЭНТ-4,6

Высота уступа, м	Мощность присекаемого слоя породы (ℓn), м					
	в кровле угольной пачки		в почве угольной пачки		во всей угольной пачке	
	a	b	a	b	a	b
2	0,07737	-0,00564	0,079	-0,00529	0,15687	-0,01393
4	0,13127	-0,0205	0,1432	-0,01629	0,27447	-0,03679
8	0,18842	-0,02257	0,25927	-0,03829	0,44769	-0,06066
12	0,2054	-0,02464	0,36321	-0,06123	0,56861	-0,08593

На рис. 5.10 показана зависимость мощности присекаемого слоя породы (ℓn) к угольным пачкам различной мощности от угла поворота экскаватора при черпании (μ). Из рис. 5.10 видно, что мощность присекаемого слоя породы возрастает с увеличением угла поворота экскаватора при черпании и уменьшении вынимаемых угольных пачек.

Множественная корреляционная зависимость мощности присекаемого слоя породы в кровле и почве угольных пачек, отрабатываемых экскаватором ЭНТ-4,6, в зависимости от их мощности (m) и угла поворота экскаватора при черпании (μ) имеет вид:

$$\ell n = 0,09578 + 0,04079 \mu - (0,00427 + 0,00594 \mu) m, \quad (5.21)$$

По представленным выше формулам можно определять объем теряемого угля при отработке сложных угольных пластов без разубоживания. Объем присекаемой породы в кровле угольной пачки равен потерям угля в ее почве при отработке без разубоживания, а объем присекаемой породы в почве угольной пачки равен соответственно потерям в кровле при том же условии.

Обоснование предлагаемой технологии включает в себя установление оптимального значения высоты разрабатываемого уступа как параметра, определяющего эффективность применения технических средств выемки и исследования при горных работах.

Высота уступа является одним из наиболее важных элементов сис-

темы разработки и оказывает влияние на проведение раздельной выемки сложных угольных пластов, на производительность оборудования и технико-экономические показатели разработки месторождения.

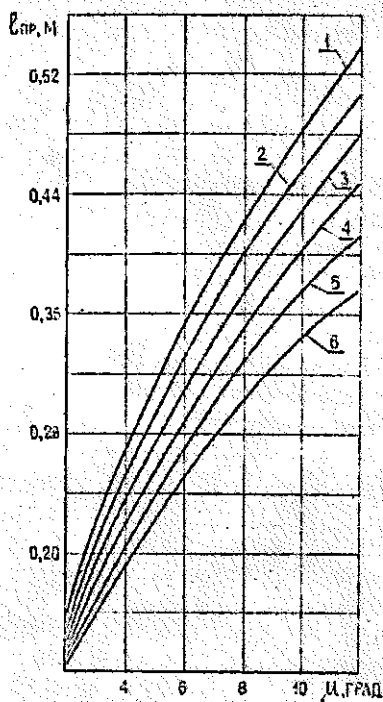


Рис.5.10. Зависимость мощности присекаемого слоя породы (l_p) к угольным пачкам различной мощности от угла поворота экскаватора при черпании (μ) для ЭНГ-4,6: 1,2,3,4,5,6 — мощность угольных пачек, соответственно равная 0,2;0,6;1,0;1,4;1,8;2,2 м

Известно, что минимальные эксплуатационные затраты достигаются при максимальной высоте уступа. В то же время в условиях Кузбасса для разработки свиты пластов требуется организация раздельной выемки, которая ограничивает высоту уступа условиями выемки и размерами потерь [30]. Поэтому уступ по высоте при проведении внутрипластовой селекции сложных угольных пластов экономически выгодно делить на слои. Установление высоты разрабатываемого слоя осуществляется по следующим критериям:

- устойчивости угольных слоев при выемке;
- условию следования траектории черпания выемочного средства контактам уголь-порода;

- условию наполнения ковша экскаватора за одно черпание;
- прибыли от разработки месторождения.

Для определения высоты слоя по критерию устойчивости использована расчетная схема I ВНИИ, суть которой изложена подробно во многих литературных источниках [36, 38],

$$H = \frac{2K \operatorname{ctg}(45 - \frac{\rho}{2})}{\gamma(1 - \operatorname{ctg}\varphi \cdot \operatorname{ctg}\psi)} \quad (5.22)$$

где K - сцепление породы, МПа; ρ - угол внутреннего трения породы, градус; γ - объемный вес породы, т/м³; φ - угол откоса уступа, градус; ψ - угол сдвига по контакту слоев, градус.

Результаты расчета предельной высоты слоя в зависимости от физико-механических свойств угольного пласта и угла его падения представлены в табл. 5.4.

Таблица 5.4

Значения высоты слоя в зависимости от физико-механических свойств угольного пласта и угла его падения

Сцепление по контакту, МПа	Высота слоя (м) при углах падения пласта (градус):					
	40	50	60	70	80	90
1,0	3,05	2,86	2,74	2,65	2,57	2,50
1,4	4,34	4,07	3,90	3,77	3,66	3,56
2,0	6,21	5,82	5,57	5,39	5,23	5,09
2,5	7,76	7,28	6,96	6,73	6,53	6,39
3,0	9,31	8,73	8,36	8,07	7,84	7,63
3,5	10,86	10,18	9,75	9,42	9,14	8,90

Из табл. 5.4 следует, что наименьшая предельная высота слоя соответствует углу падения пласта 90° при сцеплении по контактам I МПа. Максимальная - 10,86 м - соответствует углу падения пласта 40° при сцеплении 3,5 МПа.

Высота слоя по условию наполнения ковша за одно черпание определена по В.В.Ржевскому:

$$H_{из} = \frac{E \cdot K_n \cdot K_p}{b \cdot t \cdot K_{рх}} \quad (5.23)$$

где $H_{из}$ - высота слоя, м; E - вместимость ковша, м³; K_n - коэффициент наполнения ковша; b , t - соответственно ширина и толщина снимаемого слоя (реза) при черпании, м; $K_{рх}$ - коэффициент разрыхле-

ния породы в ковше экскаватора; K_p - средневзвешенный коэффициент разрыхления породы в развале (при выемке из массива $K_p = 1$);

$$b \cdot t = \frac{P_{ин}}{0,5 \Pi_{эл}} \quad (5.24)$$

где $P_{ин}$ - усилие на подъемном канате экскаватора, МПа; $\Pi_{эл}$ - паспортный показатель трудности экскавации, МПа/м².

При селективной отработке угольных пластов сложного строения, когда режущая кромка рабочего органа экскаватора движется вдоль напластования отдельностей в пласте, высота забоя будет равна

$$H_{из} = \frac{E \cdot K_n \cdot K_p}{b \cdot t \cdot K_{рк} \cdot \sin \varphi} \quad (5.25)$$

а величина, определяемая выражением $E \cdot K_n / b \cdot t \cdot K_{рк}$, является длиной набора, необходимой для наполнения ковша. В табл.5.5 приведены значения мощностей стружек для различных типов экскаваторов. Предельная высота слоя по условию следования траектории черпания экскаватора контактам уголь-порода для различных углов падения пласта представлена графической зависимостью (см. рис.5.3).

Таблица 5.5

Значения мощностей стружек для различных типов экскаваторов

Тип экскаватора	ЭКГ-4,6	ЭКГ-4И	ЭКГ-5	ЭКГ-6,3ус	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20	ЭГ-30-6122	ЭГ-12
Мощность снимаемой стружки, м	0,41	0,40	0,51	0,51	0,54	0,77	0,66	0,28	0,67

Таким образом, величина высоты слоя должна при незначительном снижении производительности отвечать наименьшему значению из критериев устойчивости и прочерпывания породугольных контактов.

Формирование разубоживания при проведении внутрислоевой селекционной отработки угольных пластов при их отработке с лежачей стороны фронтальным забоем (см. рис.5.6) происходит следующим образом.

Отработка пласта с лежачей стороны экскаватором по криволинейной траектории снизу вверх приводит к значительным потерям угля, его разубоживанию и необходимости проведения последующего обогащения. Для снижения потерь угля (разубоживания) предлагается осуществлять отработку пласта с использованием прямолинейной траектории движения режущей кромки рабочего органа параллельно подошве уступа. Уступ делится на несколько слоев в зависимости от их мощ-

ности. Количество слоев равно:

$$n_{\text{сл}} = \frac{H_y}{h_{\text{сл}}}, \quad (5.26)$$

где $n_{\text{сл}}$ - количество слоев, ед.; $h_{\text{сл}}$ - мощность слоя, м.

Отработка пласта по предлагаемой технологии осуществляется в следующей последовательности. Первоначально отрабатывается первый слой. Отработка слоя пласта ведется в последовательности, аналогичной описанной при отработке пласта с висячей стороны. Но в данном случае к объему породных призм, присекаемых к угольной пачке, равных по объему призмам, формируемым при ее отработке с висячей стороны, добавляется еще две треугольные призмы. Их объем рассчитывается по следующей формуле

$$V_{\Delta} = h_{\text{сл}}^2 (tg \alpha - tg \beta) L, \quad (5.27)$$

где V_{Δ} - объем треугольной призмы, m^3 ; L - длина отрабатываемого пласта по простиранию, м.

После отработки верхнего слоя угольного пласта необходимо убрать слой породы для того, чтобы избежать увеличения разубоживания при отработке следующих слоев угольного пласта. При отработке пласта с одного места стояния длина прямолинейной траектории экскаватора должна быть равна:

$$L_n = m_r + H_y (tg \alpha - tg \beta), \quad (5.28)$$

где m_r - горизонтальная мощность угольного пласта, м.

При подъезде экскаватора к забоя после отработки каждого слоя

$$L_n = m_r + 2h_{\text{сл}} (tg \alpha + tg \beta). \quad (5.29)$$

Отработав верхний слой пласта, экскаватор убирает слой породы с откоса уступа. Его мощность равна:

$$x = h_{\text{сл}} (tg \alpha + tg \beta) \sin \beta. \quad (5.30)$$

И в такой последовательности осуществляется отработка пласта на всю высоту уступа. Объем присекаемой к угольным пачкам породы будет снижаться с уменьшением угла поворота (μ), но с уменьшением угла поворота возрастает коэффициент увеличения продолжительности зачистки пласта (угольной пачки) за счет перекрытия траектории копания и поворотных черпаний, что скажется на производительности экскаватора из-за низкого коэффициента наполнения ковша (K_n).

Кроме угла поворота экскаватора на объем присекаемой к пласту породы и производительность выемочно-погрузочного оборудования

оказывает большое влияние и мощность обрабатываемых слоев, на которые разделяется пласт. Особенность определения производительности экскаватора при осуществлении внутрипластовой селекции заключается в том, что чаще всего он в данном случае не полностью использует свои параметры из-за необходимости обработки пласта слоями при широком диапазоне изменения их мощностей, т.е. при работе экскаватора может меняться коэффициент наполнения ковша (K_n) и длительность цикла ($t_{ц}$). Длительность цикла определяется суммой затрат времени на выполнение следующих операций:

- поворотов в обе стороны;
- опускания ковша в забой;
- погрузки ковша;
- маневровых движений ковша для постановки его под погрузку;
- выгрузки ковша.

Из всех перечисленных операций на длительность цикла при изменении коэффициента наполнения ковша будет влиять значительно только время рабочего хода ковша, так как оно зависит от мощности обрабатываемого слоя и расстояния движения режущей кромки рабочего органа при его наполнении.

При определении производительности экскаватора, осуществляющего внутрипластовую селекцию, на вышеперечисленные факторы, как и на мощность присекаемого слоя породы и угольной пачке, самое существенное влияние оказывает мощность раздельно вынимаемых угольных и породных слоев, а также угол поворота экскаватора при каждом черпании. Длительность цикла при определении производительности экскаватора необходимо рассчитывать на основе хронометражных наблюдений с учетом возможности производства повторного черпания, целесообразность которого определяется условиями неравенства

$$\frac{t_{ц}}{K_n} > \frac{t_{ц} + t_r + t_{ок}}{K_n}, \quad (5.31)$$

где K_n и K_n' - коэффициенты наполнения ковша при одно- и двукратном черпании; t_r , $t_{ок}$ - время повторного черпания и опускания ковша к подставке забоя, с.

Для экскаватора ЭКГ-4,6 с учетом разубоживания была рассчитана производительность ($Q_{час}$) (рис.5.II), находящаяся в зависимости от его угла поворота при черпании (μ) и описываемая уравнением

$$Q_{час} = a + b\mu + c\mu^2, \quad (5.32)$$

где $Q_{\text{час}}$ - техническая производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{ч}$; a , b , c - коэффициенты корреляции (табл.5.6).

Рис.5.II. Зависимость производительности экскаватора ($Q_{\text{час}}$) от угла поворота при черпании (α) при выемке угольных пачек различной мощности: 1, 2, 3 - мощность угольной пачки, соответственно равная 0,2; 1,0; 1,8 м

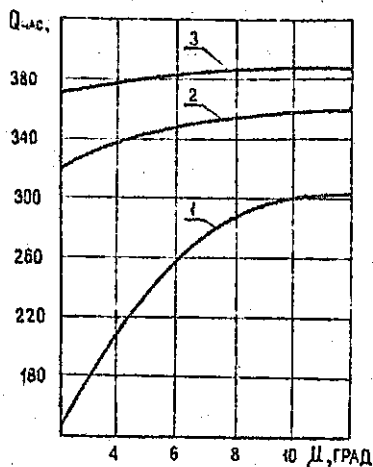


Таблица 5.6

Значения коэффициентов параболического уравнения для определения производительности экскаватора ($Q_{\text{час}}$) при выемке угольных пачек и породных прослоев различной мощности

Мощность слоя, м	Для угольных пачек			Для породных прослоев		
	a	b	c	a	b	c
0,2	57,44	46,847	-2,217	73,417	35,781	-1,724
0,6	212,262	24,273	-1,174	168,930	21,526	-1,052
1,0	300,592	11,17	-0,496	273,863	7,036	-0,28
1,4	355,411	1,597	-0,017	287,968	5,414	-0,229
1,8	370,272	2,652	-0,104	298,932	3,639	-0,134
2,2	373,269	2,875	-0,101	306,536	2,133	-0,039

Множественная корреляционная зависимость производительности экскаватора ЭКГ-4,6 при выемке угольных пачек и породных прослоев от их мощности и угла поворота экскаватора при черпании имеет следующий вид:

- при выемке угольных пачек

$$Q_{\text{час}}^{\text{уч}} = -16,94 + 432,8m_n - 117,6m_n^2 + (58,66 - 69,72m_n + 19,04m_n^2)\mu - (2,81 - 3,23m_n + 0,92m_n^2)\mu^2; \quad (5.33)$$

- при выемке породных прослоев

$$Q_{\text{час}}^{\text{пн}} = 18,62 + 3,9,62n_n - 92,2n_n^2 + (44,2 - 46,56n_n + 12,78n_n^2)\mu - (2,14 - 2,29n_n + 0,62n_n^2)\mu^2. \quad (5.34)$$

В зависимости от количества угольных пачек ($N_{\text{уч}}$) и породных прослоев ($N_{\text{пн}}$) в угольном пласте сложного строения производительность экскаватора при осуществлении внутрипластовой селекции этого пласта определяется по выражению

$$Q_{\text{час}}^{\text{пл}} = \frac{\sum_{i=1}^{N_{\text{уч}}} Q_{\text{час}}^{\text{уч}} \cdot m_{ni} + \sum_{i=1}^{N_{\text{пн}}} Q_{\text{час}}^{\text{пн}} \cdot n_{ni}}{\sum m_{ni} - \sum n_{ni}}. \quad (5.35)$$

Анализ представленных зависимостей показывает, что с увеличением мощности вынимаемых угольных пачек, породных прослоев и угла поворота экскаватора при черпании возрастает его производительность при проведении внутрипластовой селекции сложных пластов. От этих же показателей, как было показано выше, зависит и мощность присекаемого слоя породы к угольной пачке (мощность теряемого слоя угля), т.е. определенным значениям n_n , m_n , μ соответствуют определенные значения $Q_{\text{час}}^{\text{пл}}$.

Таким образом, при проведении внутрипластовой селекции сложных угольных пластов производительность экскаватора и величина присекаемого слоя породы (мощность теряемого слоя угля) зависят от их мощности и угла поворота экскаватора при черпании. Уменьшение этих параметров приводит к некоторому снижению производительности выемочно-погрузочного и транспортного оборудования за счет снижения коэффициента заполнения ковша экскаватора или увеличения цикла экскавации, но сокращает потери и разубоживание добываемой угольной продукции. Поэтому выбор основных параметров забоя должен осуществляться в каждом случае так, чтобы снижение производительности оборудования компенсировалось получением продукции лучшего качества и снижением потерь.

5.3. Методические положения по установлению степени засорения угля породой

На разрезах бассейна пласты отрабатываются как селективным, так и селективно-валовым способами. Сокращение уровня засорения в первом случае обеспечивает более высокую цену добытого угля, во втором случае способствует снижению затрат вследствие уменьшения объема горной массы, поступающей на обогащение. При этом селективный способ выемки применяется при отработке пластов со стороны висячего бока, когда есть возможность зачистки породугольных контактов и извлечения угля в чистом виде.

В силу многообразия горно-геологических условий и специфики развития фронта горных работ некоторые пласты отрабатываются со стороны лежащего бока, торца или под углом к их простиранию со значительной присечкой пород из междупластий. Часть добытого селективно-валовым способом угля подвергается обогащению на фабриках или установках, а часть, минуя обогащение, поступает потребителям.

В связи с этим нормативы засорения добываемого угля подразделяются на две части, соответствующие селективному и селективно-валовому способам выемки.

Определение нормативов засорения при селективной отработке основывается на технических возможностях выемочного оборудования.

Мощность разубоживающего слоя зависит от ширины ковша, количества и ширины зубьев, длины режущей части зуба и его выступа от передней стенки ковша, схемы отработки пласта, угла его падения, высоты забоя и шага передвижки экскаватора. Зачистка породугольных контактов экскаватором для обеспечения минимума потерь и разубоживания должна осуществляться фронтальным и боковым забоями с шагом передвижки, равным ширине ковша. Если он будет больше, то возрастет величина нарушаемого слоя на породугольных контактах за счет несовпадения плоскости падения пласта и плоскости резания режущей кромки рабочего органа экскаватора (см. раздел 5.2).

Нарушаемый слой на породугольном контакте включает в себя теряемый уголь и разубоживающую породу. Между этими величинами существует обратная пропорциональная зависимость, при снижении потерь угля увеличивается мощность слоя разубоживающей породы. При расчете норматива засорения угольных пластов мы исходим из равенства мощностей присекаемого слоя породы и теряемого слоя угля при про-

черпывании породугольных контактов ковшом экскаватора, обусловленного их вероятностным характером. Это одна из составляющих присекаемого слоя породы к пласту (рис.5.12). Кроме того, на засорение угля породой оказывают влияние треугольники непрочерпывания 2 и 3 (рис.5.12) в верхней и нижней частях забоя, слой породы 4, остающийся на поверхности пласта при его зачистке бульдозером на рабочей площадке. Величина треугольника непрочерпывания 2 зависит от угла падения пласта φ и рабочих параметров экскаватора. С увеличением рабочих параметров экскаватора и угла падения пласта треугольник уменьшается, а при φ , равном или превышающем величину устойчивого угла откоса рабочего уступа ($\varphi \geq 60-65^\circ$), треугольник будет отсутствовать.

Размеры треугольника непрочерпывания 3 зависят от угла падения пласта и высоты забоя. При величине угла падения пласта $\varphi \leq 38-40^\circ$, размеры осыпи не оказывают существенного влияния на разубоживание угля породой. С увеличением угла падения пласта и высоты забоя размеры треугольника 3 увеличиваются. Размеры треугольника породы 2 на рис.5.12 равны треугольнику потерь угля 5, а размеры разубоживающей породы треугольника 3 со стороны висячего бока пласта равны треугольнику потерь угля 6. Таким образом, объем присекаемой породы в кровле угольного пласта равен потерям угля в его почве, а объем присекаемой породы в почве пласта - потерям в кровле.

Величины треугольников непрочерпывания 2 и 3 определялись графо-аналитическим методом для каждого типа экскаватора в зависимости от угла падения пласта и высоты забоя и вместе с составляющей I (рис.5.12) относились на всю длину контакта "уголь-порода". Результаты расчетов сведены в табл.5.7.

Мощность нарушаемого слоя на породугольном контакте при зачистке пласта бульдозером определяется гипсометрией его кровли и почвы и составляет 0,04 м [40]. Таким образом, по принятому в отчете соотношению в нарушаемом слое угля и породы, нормальная мощность присекаемого слоя породы составит 0,02 м.

Засорение угля породой определяется коэффициентом засорения, который представляет собой отношение количества породы в добытом угле к общему количеству добытого угля. Засорение обусловлено наличием внутри пласта неизвлекаемых породных прослоев и породой из междупластий и прослоев, извлекаемых селективно.

Нормативный коэффициент засорения по одному контакту "уголь-

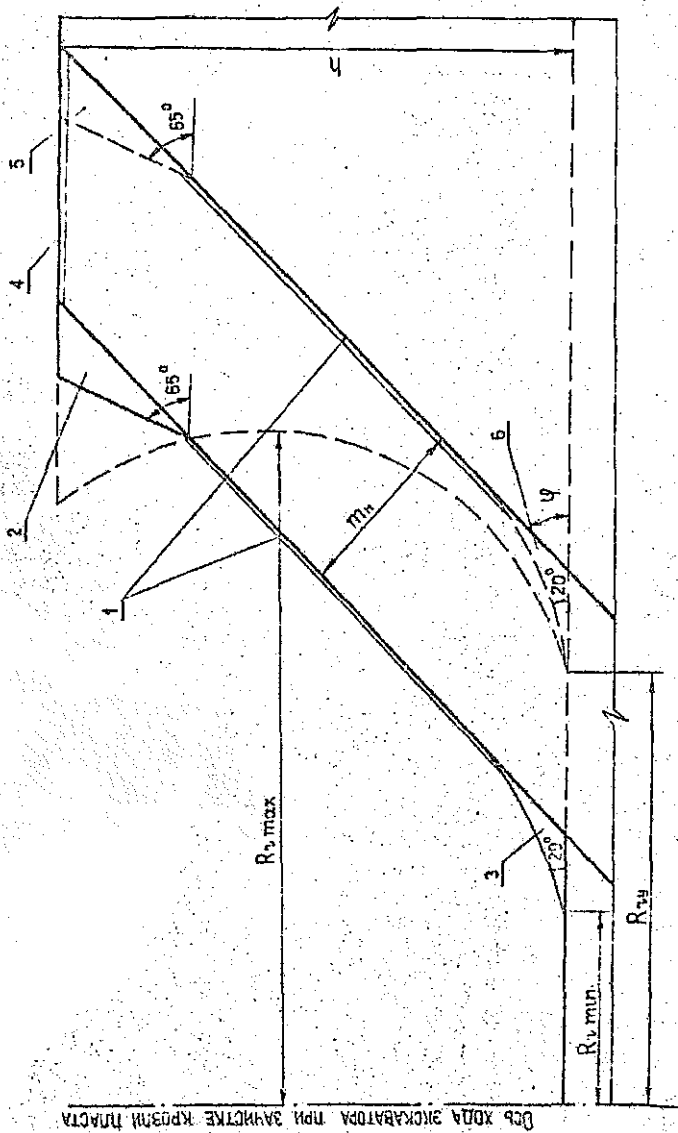


Рис. 5.12. Схема к определению мощности присекаемого слоя породы к угольному пласту

Таблица 5.7

Приведенная мощность (см) присекаемых слоев породы в кровле и почве пласта

Высота забоя, м	Угол падения пласта, градус									
	20	30	40	50	50	60	70	80	90	
4	3,3 ^н 3,3 ^к	4,2	4,2	5,1	5,1	5,8	7,3	8,1	8,9	9,5
5						5,8	7,0	8,2	9,2	9,8
6							6,7	8,4	9,6	10,2
7								8,6	10,0	10,6
8								8,9	10,5	11,0
9									10,9	11,5
10										12,3

ЗНГ-4И; ЗНГ-4У

4	3,0	3,8	4,6	5,4	6,8	7,1	7,4	7,7
5	3,0	3,8	4,6	5,4	6,4	7,0	7,5	7,9

Продолжение табл.5.7

Высота забоя, м.	Угол падения пласта, градус									
	20	30	40	50	60	70	80	90		
6	3,0 3,0	3,8 3,8	4,6 4,6	5,4 5,4	6,2 4,9	6,9 4,9	7,6 4,9	8,2 4,9		
7	1,0 2,7	6,9 3,7	4,6 4,6	5,4 5,4	6,0 4,9	6,9 4,9	7,7 4,9	8,4 4,9		
8			4,6 4,6	5,3 4,7	5,9 4,9	6,8 4,9	7,8 4,9	8,7 4,9		
9				5,2 4,7	5,8 4,9	6,8 4,9	7,8 4,9	9,1 5,2		
10					5,6 4,9	6,8 5,2	7,9 5,4	9,5 5,5		
II					5,6 4,9	6,8 5,2	8,0 5,4	9,7 5,5		
12						6,9 5,2	8,1 5,4	9,9 5,5		
13						6,9 5,1	8,2 5,2	10,1 5,3		
14							8,3 4,9	10,4 4,9		
15							8,3 4,9	10,6 4,9		
16								10,7 4,9		

Продолжение табл. 5.7

Высота забоя, м	Угол падения пласта, градус									
	20	30	40	50	60	70	80	90		
5	8,9 4,0	7,9 5,8	6,7 6,7	8,0 6,6	9,4 6,5	9,5 6,3	10,4 6,2	10,9 6,0		
6		11,0 6,1	6,7 6,7	8,0 6,7	9,3 6,7	9,9 6,5	10,6 6,4	11,3 6,3		
7			6,7 6,7	8,1 6,8	9,1 6,9	9,9 6,8	10,8 6,5	11,5 6,5		
8				8,3 6,9	9,0 7,2	10,0 7,1	11,0 6,9	11,7 6,7		
9					8,8 7,4	10,0 7,3	11,3 7,1	11,9 7,0		
10					8,5 7,6	10,1 7,5	11,6 7,4	12,1 7,3		
11						10,4 7,5	11,7 7,4	12,3 7,3		
12						10,7 7,5	11,9 7,4	12,5 7,4		
13							12,0 7,4	12,7 7,4		
14								12,9 7,3		

Примечание. * -- в кровле пласта; ** -- в подошве пласта.

порода" при селективной отработке угольных пластов определяется по формуле

$$R = \frac{[(\Delta m_1 + \Delta m_2) + 0,02 \frac{M_{nn}}{H}] K_f \cdot 100}{(\Delta m_1 + \Delta m_2) + 0,02 \frac{M_{nn}}{H} + M_{nn} \frac{\gamma_6}{\gamma_1}} \quad (5.36)$$

где M_{nn} - мощность пласта угля, извлекаемого без внутрипластовой селекции, м; Δm_1 - приведенная мощность засоряющего слоя породы в кровле пласта, м; Δm_2 - приведенная мощность засоряющего слоя породы в почве пласта, м; 0,02 - мощность породы, оставаемая после зачистки пласта бульдозером на верхней рабочей площадке, м; K_f - коэффициент, учитывающий изменение засорения угля породой от крепости пород почвы пласта и его гипсометрии;

$$K_f = [1 - (f_n - f_u) 0,004] \quad (5.37)$$

где f_n , f_u - коэффициенты крепости (по шкале проф. М.М.Протодяконова) соответственно пород в почве пласта и угля.

На рис.5.13 дано графическое решение формулы (5.36).

Для установления влияния крепости пород почвы пласта и его гипсометрии на засорение угля породой на разрезах Кузбасса были проведены экспериментальные замеры.

Обработка экспериментальных данных позволила установить, что с увеличением крепости пород почвы пласта по сравнению с крепостью угля на единицу, засорение снижается на 0,4%.

При отработке пласта валовым способом нормативное значение засорения определяется таким положением контура заходки по пласту, вдоль которого зольность и соответствующий коэффициент засорения равны предельно допустимым из экономических соображений значениям. Уравнение для определения предельной зольности, полученное с использованием основных расчетных формул методики [41], выглядит следующим образом

$$\begin{aligned} P(A_n) = \frac{A_1 - A_0}{A_1 - A_n} \left\{ \beta(A_n) \cdot C_0 [1 + 0,025(A_n - A_k)] - \right. \\ \left. - C_{TP}(L_1 - L_2) - C_{05} - \frac{C_{07B}}{\gamma_1} \right\} - C_{55F} K_{55P} K_8 - \\ - [C_3(\frac{1}{\gamma_0} + K_8)] - (C_{TP} L_2 + \frac{C_{07B}}{\gamma_1})(K_8 \gamma_1 + 1) = 0, \quad (5.38) \end{aligned}$$

где A_0 , A_1 - зольность соответственно чистого угля и засоряющих пород, %; A_n , A_k - нормативная зольность соответственно угля и концентрата после обогащения, %; A_{in} - зольность исходного разубоженного угля, %; L_1 , L_2 - расстояние от забоя соответственно до обогатительной фабрики и до отвала вскрышных пород, км; C_{tr} - себестоимость транспортирования, руб./ткм; $C_{об}$ - себестоимость обогащения, руб./т; $C_{ввр}$, C_3 , $C_{от}$, C_{tr} - себестоимость соответственно БВР, экскавации, отвалообразования, транспортирования, руб./м³; γ_0 , γ_1 - удельный вес соответственно угля и вскрышных пород, т/м³; K_3 - коэффициент вскрыши, м³/т; $K_{ввр}$ - доля вскрышных пород по разрезу, требующих взрывной подготовки, дол.ед.; $\beta(A_{in})$ - выход концентрата как функция зольности исходного для обогащения угля, дол.ед.

На рис.5.14 показана зависимость прибыли, приходящейся на I т балансовых запасов, от зольности разубоженного при валовой выемке угля. Предельное значение зольности и, следовательно, коэффициента засорения определяется пересечением графика с осью координат, т.е.

$A_n = 0$.

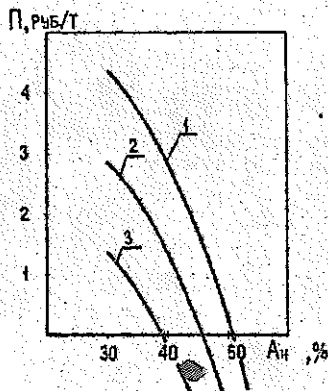


Рис.5.14. Зависимость условной прибыли от зольности разубоженного угля при различных значениях зольности (A_0) чистого угля: 1, 2, 3 - зольность чистого угля, соответственно равная 5%, 10%, 15%

Как показал анализ записанной выше формулы (5.38), предельный уровень засорения незначительно изменяется при изменении большинства исходных факторов - попроцессных себестоимостей, расстояний транспортирования, способа обогащения. Показанные, в частности, на рисунке графики построены при следующих исходных данных: марка угля - СС; $C_{tr} = 0,085$ руб/ткм; $C_{об} = 1,5$ руб/т; $C_{ввр} = 0,12$ руб/м³; $C_3 = 0,2$ руб/м³; $K_3 = 7$ м³/т. Вместе с тем существенное влияние

оказывает зольность чистого угля A_0 . Так, при зольности чистого угля $A_0 = 5\%$ допустимый коэффициент засорения составляет $R = 64\%$, а при $A_0 = 15\%$ - $R = 43\%$.

Выемка угля с присечкой породы производится обычно при отработке пласта со стороны лежащего бока, как показано на рис.5.15. Нормативный уровень засорения будет соответствовать такому положению контура заходки по пласту, вдоль которого зольность равна максимально допустимой. Высота забоя по углю (α_2) при этом должна составлять вполне определенную часть от полной высоты забоя. Относительные значения высоты забоя по углю в зависимости от зольности чистого угля, содержащегося в пласте, представлены в табл.5.8.

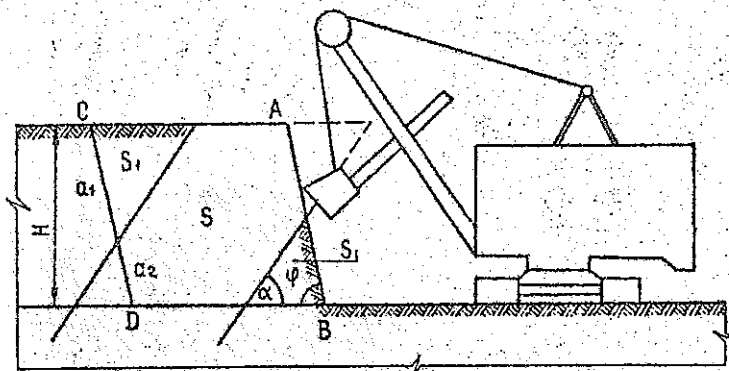


Рис.5.15. Схема к нормированию засорения угля при отработке пласта со стороны лежащего бока

Таблица 5.8

Относительные значения высоты забоя по углю

Зольность чистого угля, %	5	7	9	11	13	15
Высота забоя по углю, дол.ед.	0,48	0,52	0,57	0,62	0,66	0,70

5.4. Определение высоты уступа при селективной выемке угольных пластов

Основными условиями качественной выемки угольных пластов являются;

- обеспечение устойчивости угля и пород на их контактах;

- обеспечение зачистки контакта "уголь - порода" по всей длине откоса уступа;
- обеспечение заполнения ковша за одно черпание;
- отработка пласта со стороны висячего бока.

Исследованиями Кузнецкого филиала НИИОГР установлены зависимости высоты уступа от указанных факторов (рис.5.16).

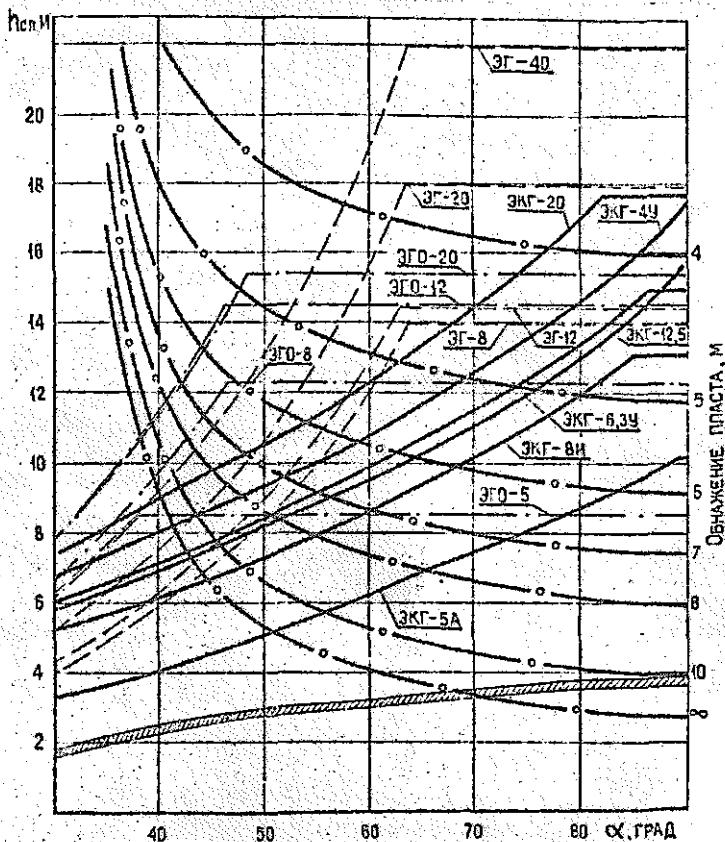


Рис.5.16. Зависимость высоты уступа (h , м) от типа выемочно-погрузочного оборудования, обнажения пласта (L , м) и угла падения пласта (α): — по прочерпыванию контакта "уголь-порода"; --- по устойчивости угля на контактах с породой; штриховка — по заполнению ковша за одно черпание

Анализ зависимостей показал, что в диапазоне углов падения пластов $40-90^\circ$ определяющим фактором для всех типов экскаваторов, за исключением ЭГО-5, при неограниченной длине обнажения пласта по простиранию, является устойчивость откоса.

В диапазоне углов падения пластов $30-42^\circ$ для экскаваторов типа ЭГО-6 ограничивающим фактором является обеспечение зачистки пласта, которое определяется рабочими параметрами экскаватора.

При ограничении длины обнажения пласта по простиранию значениями 4 м, фактором, ограничивающим высоту уступа для современных экскаваторов ЭКГ-4,6Б, ЭКГ-5А, ЭКГ-8И, ЭКГ-12,5, ЭГО-6, ЭГО-12, ЭГО-20, ЭГ-12, является устойчивость откоса забоя. А для экскаваторов ЭКГ-4у, ЭКГ-20, ЭГ-20, ЭГ-40 ограничивающим фактором является длина прочерпывания контакта "уголь-порода".

В диапазоне падения угольных пластов $30-51^\circ$ для всех типов экскаваторов определяющим фактором является длина прочерпывания контакта "уголь-порода" на всю длину откоса уступа, которая в свою очередь зависит от рабочих параметров экскаватора.

Высота породугольного уступа при отработке его экскаваторами без ограничения длины обнажения пласта по простиранию изменяется в следующих пределах: для экскаваторов типа ЭКГ с ковшом емкостью $4,6-20 \text{ м}^3$ - от 2,9 до 9 м; для гидравлических экскаваторов типа ЭГО с ковшом емкостью $6-20 \text{ м}^3$ - от 2,9 до 10,8 м; для гидравлических экскаваторов типа ЭГ с ковшом емкостью $8-40 \text{ м}^3$ - от 2,9 до 9,2 м.

При ограничении длины обнажения пласта по простиранию значениями 4 м высота слоя изменяется следующим образом: для экскаваторов типа ЭКГ - от 3,4 до 16 м; для гидравлических экскаваторов типа ЭГ - от 4 до 17,5 м; для гидравлических экскаваторов типа ЭГО - от 6,3 до 15,3 м.

При отработке угольных пластов с углами падения $70-90^\circ$ величину обнажения пласта по простиранию необходимо ограничивать значениями 10-4 м.

По графику (рис.5.16) можно определить предельное обнажение пласта по простиранию для каждого типа экскаватора в различных условиях вскрытия угольного пласта.

Так для экскаватора ЭКГ-8И предельное обнажение пласта при углах падения 90° , 80° , 70° , 60° , 50° , 40° соответственно составит 4,7 м, 4,9 м, 5,8 м, 7,0 м, 8,6 м, и без ограничения для пластов с углом падения $< 40^\circ$.

В разделе 7 учебного пособия приведены технологические схемы выемки с внутрипластовой селекцией для наиболее распространенных экскаваторно-автомобильных выемочных комплексов на разрезах Кузбасса.

6. УСТАНОВЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ ОБЛАСТИ ОСУЩЕСТВЛЕНИЯ ВНУТРИПЛАСТОВОЙ СЕЛЕКЦИИ ПРИ ВЫЕМКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ

Одним из основных показателей качества угля, обуславливающих его потребительские свойства, является зольность. Анализ зольности добываемых и отгружаемых углей по разрезам концерна "Кузбассразрез-уголь" свидетельствует об устойчивости тенденции ее роста. Основными причинами роста зольности являются ухудшение горно-геологических условий и применение выемочной техники, не соответствующей мощности угольных пластов (угольных пачек), что приводит к присечкам породы. В настоящее время разрезы работают по техническим условиям, которыми предусматриваются нормы показателей качества угля в зависимости от характеристики разрабатываемых пластов. В технических условиях на качество угля устанавливают среднюю и предельную нормы зольности. Первая служит для расчетов за поставляемые угли и оценки выполнения плана по качеству; вторая - для определения их кондиционности. При повышении предельной нормы зольности уголь считается некондиционным [33].

Угольные пласты сложного строения на разрезах Кузбасса содержат от одного до нескольких породных прослоев различной мощности. Осуществление внутрипластовой селекции при их отработке резко улучшает качество товарного угля за счет удаления породных прослоев из угольного пласта, что приводит к значительному снижению зольности, но уменьшает объем добываемого из пласта угля и увеличивает себестоимость его добычи. Как было сказано выше, для каждого угольного пласта установлена предельная зольность, превышение которой приводит к некондиционности добываемого угля. Раздельная разработка сложных угольных пластов без обогащения применяется в тех случаях, когда при добыче обеспечивается качество продукции, соответствующее требованиям потребителей и установленным ГОСТам. Обогащение связано с дополнительными затратами средств и труда. Затраты на обогащение в среднем по СССР составляют около 40% от себестоимости откры-

той разработки, а по отдельным предприятиям и бассейнам колеблется от 15 до 60% [13].

Естественно, что валовая выемка позволит повысить производительность погрузочно-транспортных машин и упростить технологические схемы и организацию работ [13, 14, 29]. Однако высокая стоимость обогащения I т угля, необходимость увеличения штата рабочих, которых и сейчас не хватает на основных процессах, а также сезонность работы противоточных крутонаклонных сепараторов (КНС) и ряд других причин предполагает поиск путей дальнейшего совершенствования схем раздельной отработки сложных угольных пластов, которые способствовали бы снижению потерь и повышению производительности труда.

При отработке ряда угольных пластов сложного строения, имеющих большое количество породных прослоев или большую их мощность, при отсутствии обогатительных мощностей возникает необходимость осуществлять внутрипластовую селекцию, т.е. выделять при выемке пласта из него один или несколько породных прослоев до достижения кондиционной зольности, которая устанавливается еще в период проведения разведочных работ. В настоящее время так отрабатывается целый ряд пластов, например, 73 - на разрезе "Байдаевский", Кемеровский - на разрезе "Кедровский", Шурфовый и Сычевский - на разрезе "Моховский", Горелый и Прокопьевский - на разрезе им. 50-летия Октября, УИ-УП и Аланасовский - на разрезе "Листвянский" и т.д. Как правило, в таких пластах раздельно вынимаются не все породные прослои, а наиболее мощные. В большинстве сложных пластов вообще не вынимаются породные прослои, хотя предусматривается при снижении зольности добываемого угля на 1% повышение оптовой цены на 2,5% [33]. В данном случае осуществление внутрипластовой селекции улучшает качество товарного угля за счет удаления породных прослоев из угольного пласта, что приводит к снижению зольности, но уменьшает объем добываемого угля и увеличивает себестоимость его добычи за счет снижения производительности экскаватора вследствие увеличения времени на выполнение вспомогательных операций и увеличения времени погрузки транспортных средств. Целесообразность проведения внутрипластовой селекции, даже при наличии обогатительных фабрик и установок, в каждом конкретном случае должна определяться на основании экономического сравнения и осуществляется при выполнении следующего условия

$$(C_1 - C_0) Q_1 \leq (C_2 - C_3 - C_4) Q_2, \quad (6.1)$$

где C_1 и C_2 - оптовая цена 1 т угля, добываемого из пласта сложного строения соответственно без проведения внутрипластовой селекции и с проведением, руб./т; C_3 - стоимость обогащения 1 т угля, руб./т; Q_1 и Q_2 - угольная продукция, реализуемая после отработки сложного угольного пласта соответственно без проведения внутрипластовой селекции и с проведением, т; U_1 , U_2 - увеличение себестоимости добычи 1 т угля за счет снижения производительности соответственно выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, руб./т;

$$Q_1 = \left(\sum_{i=1}^n V_{yi}^0 \gamma_{yi} + \sum_{i=1}^n V_{ni}^0 \gamma_{ni} \right); \quad (6.2)$$

$$Q_2 = \left(\sum_{i=1}^n V_{yi}^1 \gamma_{yi} + \sum_{i=1}^n V_{ni}^1 \gamma_{ni} \right), \quad (6.3)$$

где V_{yi}^0 и V_{ni}^0 - объем угля, добываемый при отработке i -ой угольной пачки соответственно без проведения внутрипластовой селекции и с проведением, м³; V_{ni}^1 и V_{ni}^0 - объем породы, попадающий в уголь при выемке i -ой угольной пачки соответственно без проведения внутрипластовой селекции и с проведением, м³; γ_{yi} и γ_{ni} - удельный вес соответственно i -ой угольной пачки и породы, попадающей в уголь из i -го прослоя, т/м³.

Оптовая цена угля зависит от его зольности и рассчитывается по следующей формуле

$$C = C_{пр} [1 + \alpha (A_{пр} - A_ф)], \quad (6.4)$$

где C - оптовая цена угля, руб./т; $C_{пр}$ - преysкурантная цена 1 т угля, руб.; α - скидка (надбавка) за повышение (снижение) зольности угля на 1% (по действующему в настоящее время преysкуранту №03-01 $\alpha = 0,025$); $A_{пр}$ - преysкурантная зольность добываемого угля, соответствующая $C_{пр}$, %; $A_ф$ - фактическая зольность добываемого из забоя угля, определяемая по формуле [13]

$$A_ф = \frac{\sum_{i=1}^n A_{yi} V_{yi} \gamma_{yi} + \sum_{i=1}^n A_{ni} V_{ni} \gamma_{ni}}{\sum_{i=1}^n V_{yi} \gamma_{yi} + \sum_{i=1}^n V_{ni} \gamma_{ni}}, \quad (6.5)$$

Расчет производительности экскаватора, осуществляющего внутрипластовую селекцию сложных угольных пластов, предлагается определять в зависимости от мощности нарушаемого слоя (присечки породы или потерь угля) на породоугольном контакте. Увеличение себестоимости

мости добычи 1 т угля за счет снижения производительности выемочно-погрузочного оборудования считается через эксплуатационные расходы. Снижение производительности экскаватора в добычном забое не оказывает существенного влияния на увеличение себестоимости угля, так как затраты на выемочно-погрузочные работы в забое на большинстве разрезов страны составляют до 5% общей себестоимости угля [32]. В структуре себестоимости добычи угля по разрезу им. 50-летия Октября за 1980г. экскавация и погрузка угля в транспорт непосредственно в забое составляет 0,13 рубля от 6,54 рублей или около 2%.

Себестоимость перевозки горной массы равна [34]:

$$C_{n1} = \gamma l C_T; \quad (6.6)$$

где l - расстояние транспортирования, км; C_T - стоимость одного ткм, руб.

С изменением производительности экскаватора с Q_1 до Q_2 стоимость транспортирования изменится с C_{n1} до C_{n2} .

$$C_{n2} = \gamma l C_T \frac{Q_1}{Q_2}. \quad (6.7)$$

В таблице 6.1 приведена существующая стоимость транспортирования горной массы для различных марок автосамосвалов и расстояний [37].

Таблица 6.1

Стоимость транспортирования (руб/ткм) для различных марок автосамосвалов и расстояний

Марка автосамосвала	Расстояние транспортирования, км				
	1	2	3	4	5
БелАЗ-540	0,082	0,075	0,073	0,071	0,070
БелАЗ-548	0,079	0,072	0,069	0,068	0,067
БелАЗ-549	0,082	0,073	0,070	0,068	0,067

Анализ тождества (6.1) показывает очевидность осуществления внутрипластовой селекции при снижении потерь и разубоживания угля и повышении производительности горнотранспортных машин.

После обоснования проведения внутрипластовой селекции при разработке сложных угольных пластов необходимо определить степень селекции. При раздельной выемке сложных угольных пластов можно вынимать угольные пачки с потерями или разубоживанием. При этом степень селекции (S_s) соответственно будет равна:

$$S_s = \frac{П}{\sum_{i=1}^n V_{yi} \gamma_{yi}}; \quad (6.8)$$

$$S_s = \frac{\sum_{i=1}^n \Delta V_{ni} \gamma_{ni}}{\sum_{i=1}^n V_{yi} \gamma_{yi}}, \quad (6.9)$$

где $П$ – потери угля при осуществлении внутрипластовой селекции сложного пласта, т; ΔV_{ni} – объем породы, присекаемый к угольным пачкам из i -го породного прослоя, m^3 .

Но внутрипластовая селекция сложных угольных пластов может осуществляться одновременно и с разубоживанием и с потерями. Для обеспечения рациональной степени селекции необходимо выполнение следующих условий:

- потери и разубоживание угля при выемке пласта должны быть наименьшими;
- зольность угля не должна превышать предельно установленную техническими условиями и стандартами на готовую продукцию;
- производительность экскаватора при внутрипластовой селекции должна быть достаточно высокой.

При разделении сложных угольных пластов на угольные пачки и породные прослои в процессе их отработки могут быть эксплуатационные потери угля на контактах угольной пачки с породным прослоем и потери маломощных угольных пачек внутри мощных породных прослоев, когда их раздельная отработка невозможна по техническим параметрам добычного экскаватора. Объем потерь угля на контакте угольной пачки с породным прослоем не зависит от мощности раздельно вынимаемой пачки и остается неизменным при любой ее мощности. Исходя из этого процентное отношение потерь угля с увеличением мощности угольной пачки уменьшается, и наоборот.

Между величинами потерь и разубоживания существует обратно-пропорциональная зависимость: при снижении потерь угля увеличивается его разубоживание. При обеспечении выполнения технических условий на качество углей по зольности и равенства прибылей от реализации разубоживаемого и чистого угля можно определить допустимый объем присекаемой породы из породных прослоев при отсутствии потерь.

Объем угля, добываемый из пласта сложного строения, при разубоживании угольных пачек частью породных прослоев без потерь угля равен:

$$V_{\Sigma} = \sum_{i=1}^n V_{\Sigma i} \gamma_{\Sigma i} + \sum_{i=1}^n V_{\Pi i} \gamma_{\Pi i} \quad (6.10)$$

где $V_{\Sigma i}$ — объем породы, присекаемой с чистым углем, при добыче i -ой угольной пачки, m^3 .

Объем чистого угля, добываемого из пласта сложного строения с потерями без разубоживания равен:

$$V_{\Sigma \Sigma} = \sum_{i=1}^n V_{\Sigma i} \gamma_{\Sigma i} - \sum_{i=1}^n \Pi_i \gamma_{\Sigma i}, \quad (6.11)$$

где Π_i — потери угля при выемке i -ой угольной пачки, m^3 .

Стоимость реализации чистой угольной продукции $S_{\Sigma \Sigma}$ и разубоживаемой $S_{\Sigma \Pi}$ соответственно равны

$$S_{\Sigma \Sigma} = C_{\Sigma \Sigma} \left(\sum_{i=1}^n V_{\Sigma i} \gamma_{\Sigma i} - \sum_{i=1}^n \Pi_i \gamma_{\Sigma i} \right), \quad (6.12)$$

$$S_{\Sigma \Pi} = C_{\Sigma \Pi} \left(\sum_{i=1}^n V_{\Sigma i} \gamma_{\Sigma i} + \sum_{i=1}^n V_{\Pi i} \gamma_{\Pi i} \right), \quad (6.13)$$

где $C_{\Sigma \Sigma}$, $C_{\Sigma \Pi}$ — стоимость реализации соответственно единицы чистой угольной продукции с допущением потерь и разубоживаемой, руб/т.

Прибыль от реализации разубоживаемой угольной продукции ($P_{\Sigma \Pi}$) и чистой ($P_{\Sigma \Sigma}$) равна:

$$P_{\Sigma \Pi} = (C_{\Sigma \Pi} - C_{\Sigma \Pi \Sigma}) \left(\sum_{i=1}^n V_{\Sigma i} \gamma_{\Sigma i} + \sum_{i=1}^n V_{\Pi i} \gamma_{\Pi i} \right); \quad (6.14)$$

$$P_{\Sigma \Sigma} = (C_{\Sigma \Sigma} - C_{\Sigma \Sigma \Sigma}) \left(\sum_{i=1}^n V_{\Sigma i} \gamma_{\Sigma i} - \sum_{i=1}^n \Pi_i \gamma_{\Sigma i} \right), \quad (6.15)$$

где $C_{\Sigma \Pi \Sigma}$, $C_{\Sigma \Sigma \Sigma}$ — себестоимость добычи соответственно единицы разубоживаемой и чистой угольной продукции, руб/т.

При проведении внутрипластовой селекции обеспечение минимума потерь или минимума разубоживания связано с одинаковым снижением производительности экскаватора, т.е. $C_{\Sigma \Pi \Sigma} = C_{\Sigma \Sigma \Sigma}$. Тогда из условия получения одинаковой прибыли при реализации разубоживаемой и чистой угольной продукции получается

$$C_{\Sigma \Pi} \left(\sum_{i=1}^n V_{\Sigma i} \gamma_{\Sigma i} + \sum_{i=1}^n V_{\Pi i} \gamma_{\Pi i} \right) = C_{\Sigma \Sigma} \left(\sum_{i=1}^n V_{\Sigma i} \gamma_{\Sigma i} - \sum_{i=1}^n \Pi_i \gamma_{\Sigma i} \right). \quad (6.16)$$

Распишем эту формулу:

$$C_{\text{гв}}^{\text{гн}} \sum_{i=1}^n V_{\text{гв}} \gamma_{\text{гв}} + C_{\text{п}} \sum_{i=1}^n V_{\text{п}} \gamma_{\text{п}} = C_{\text{гв}} \left(\sum_{i=1}^n V_{\text{гв}} \gamma_{\text{гв}} - \sum_{i=1}^n \Pi_i \gamma_{\text{гв}} \right), \quad (6.17)$$

где $C_{\text{гв}}^{\text{гн}}$ - стоимость реализации единицы чистой угольной продукции без потерь, руб./т; $C_{\text{п}}$ - ущерб от единицы присекаемой породы, руб./т.

Тогда допустимое количество присекаемой породы к пласту при отсутствии потерь на 1 м^2 пласта будет равно:

$$\sum_{i=1}^n V_{\text{п}} \gamma_{\text{п}} = \frac{C_{\text{гв}} \left(\sum_{i=1}^n V_{\text{гв}} \gamma_{\text{гв}} - \sum_{i=1}^n \Pi_i \gamma_{\text{гв}} \right) - C_{\text{гв}}^{\text{гн}} \sum_{i=1}^n V_{\text{гв}} \gamma_{\text{гв}}}{C_{\text{п}}}, \quad (6.18)$$

а ущерб от присекаемой породы

$$C_{\text{п}} = C_{\text{пр}} [1 + \alpha (A_{\text{пр}} - A_{\text{п}})]. \quad (6.19)$$

При одинаковой присечке породы на каждом разделяемом породоугольном контакте при раздельной отработке сложного пласта зольность породы ($A_{\text{п}}$) рассчитывается по следующей формуле:

$$A_{\text{п}} = \frac{\sum_{i=1}^N A_i}{N}, \quad (6.20)$$

где A_i - зольность породы, присекаемой из i -го породоугольного контакта, %; N - количество таких контактов, шт.

Формулу (6.20) можно преобразовать в следующую, сохраняя условие одинаковой присечки породы на 1 м^2 пласта на каждом разделяемом породоугольном контакте

$$\sum_{i=1}^n V_{\text{п}} \gamma_{\text{п}} = \frac{C_{\text{гв}} \left(\sum_{i=1}^n V_{\text{гв}} \gamma_{\text{гв}} - \sum_{i=1}^n \Pi_i \gamma_{\text{гв}} \right) - C_{\text{гв}}^{\text{гн}} \sum_{i=1}^n V_{\text{гв}} \gamma_{\text{гв}}}{C_{\text{п}} \bar{\gamma}_{\text{п}}}, \quad (6.21)$$

где $\bar{\gamma}_{\text{п}}$ - средний удельный вес присекаемой породы, т/м³;

$$\bar{\gamma}_{\text{п}} = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_{\text{п}}}{N}, \quad (6.22)$$

где $\gamma_{\text{п}}$ - удельный вес породы, присекаемой из i -го породоугольного контакта, т/м³.

Мощность присекаемого слоя породы ($\Delta l_{\text{п}}$) на каждом породоугольном контакте при его равенстве на 1 м^2 пласта равна:

$$\Delta l_{\text{п}} = \frac{\sum_{i=1}^n V_{\text{п}}}{N} = \frac{C_{\text{гв}} \left(\sum_{i=1}^n V_{\text{гв}} \gamma_{\text{гв}} - \sum_{i=1}^n \Pi_i \gamma_{\text{гв}} \right) - C_{\text{гв}}^{\text{гн}} \sum_{i=1}^n V_{\text{гв}} \gamma_{\text{гв}}}{N C_{\text{п}} \bar{\gamma}_{\text{п}}}. \quad (6.23)$$

В качестве примера определим допустимое количество присекаемой породы к угольным пачкам на каждом породоугольном контакте при отработке пласта 73 без потерь на разрезе "Байдаевский" (по данным разреза, табл.6.2).

Таблица 6.2

Пластово-дифференциальная проба пласта 73

Наименование пачек отработываемого пласта	Мощность, м	Зольность, %	Удельный вес, т/м ³
Порода кровли	-	88,9	2,51
Верхняя угольная пачка	0,99	10,7	1,40
Верхний породный прослой	1,03	90,9	2,58
Средняя угольная пачка	0,95	17,1	1,46
Нижний породный прослой	2,03	90,7	2,67
Нижняя угольная пачка	3,69	17,8	1,46
Породы почвы	-	89,6	2,62

$$\Delta \eta = \frac{9,491 (0,76 \cdot 1,4 + 0,72 \cdot 1,46 + 3,46 \cdot 1,46) - 9,532 (0,99 \cdot 1,4 + 1,6 (-8,403) \cdot 2,605 + 0,95 \cdot 1,46 + 3,69 \cdot 1,46)}{1,6} = 0,074 \text{ м}$$

Следовательно, общая присечка породы к одной угольной пачке в среднем составит 0,148 м. При расчетах потери угля из каждой угольной пачки принимались нормативные - 0,23 м [40]. Мощность присекаемого слоя породы при нормативных потерях тем больше, чем меньше зольность угольных пачек и породных прослоев, она составит соответственно для верхней, средней и нижней угольных пачек на каждом породоугольном контакте - 0,083 м, 0,071 м и 0,070 м. При сохранении одинаковой прибыли от реализации разубоживаемой и чистой угольной продукции уменьшение потерь угля приводит к уменьшению возможной мощности присекаемого слоя, т.к. при уменьшении потерь угля ущерб от них снижается. Мощность теряемого слоя угля и присекаемого слоя породы не равны из-за разности оптовых цен получаемого чистого и разубоженного угля. При разработке норматива потерь не учитывалось качество угля, поэтому норматив потерь одинаков для всех марок углей с различными качественными характеристиками, а мощность возможной присекаемого слоя породы различна. При одинаковом нормативе потерь с изменением оптовых цен будет меняться

ся и возможная мощность присекаемого слоя породы. На рис. 6.1 показана зависимость зольности, оптовой цены 1 т, количества добываемой с 1 м² пласта угольной продукции и стоимости ее реализации от мощности теряемого слоя угля в каждой угольной пачке (рис. 6.1а) и от мощности присекаемого слоя породы в каждой угольной пачке (рис. 6.1б) при отработке пласта 73 на разрезе "Байдаевский". В обоих случаях, в приведенном примере, при увеличении потерь угля или его разубоживания зольность угольной продукции увеличивается, следовательно, оптовая цена 1 т угольной продукции и стоимость реализации угольной продукции с 1 м² пласта уменьшается. Количество добываемой с 1 м² пласта угольной продукции при увеличении потерь угля уменьшается, а при увеличении присекаемого слоя породы - возрастает.

Допускаемая мощность присекаемого слоя на породугольных контактах, рассчитываемая по формуле (6.23), должна отвечать требованию

$$\Delta \eta \leq \frac{A_{\text{пред}} \sum_{i=1}^n m_i \gamma_i - \sum_{i=1}^n m_i \gamma_i A_i}{\sum_{i=1}^n A_i \gamma_i - A_{\text{пред}} \sum_{i=1}^n \gamma_i} \quad (6.24)$$

где $A_{\text{пред}}$ - предельная зольность добываемой угольной продукции, %; m_i - мощность i -ой угольной пачки, м.

Если $\Delta \eta$ в пределах нормы, то добычу можно осуществлять с указанной присечкой породы, контролируя в процессе выемки видимую породу. А если превышает допустимую норму, тогда величину присекаемого слоя необходимо уменьшить (даже за счет некоторых потерь угля) до достижения необходимой зольности.

Подробнее остановимся на случае, когда отработка угольных пачек осуществляется при одновременном допущении потерь угля и его разубоживании.

Как показали эксперименты при отдельной выемке пласта 73 на разрезе "Байдаевский" экскаватором 20-5122 типа обратная лопата, потери или разубоживание формируются в определенном слое в пределах породугольного контакта, где происходит его нарушение, т.е. экскаватор может терять на породугольном контакте слой угля 0,10-0,12 м, или присекать 0,11-0,12 м породы, или же может терять 0,06 м угля и 0,06 м породы присекать. С увеличением потерь, следовательно, с уменьшением разубоживания происходит снижение золь-

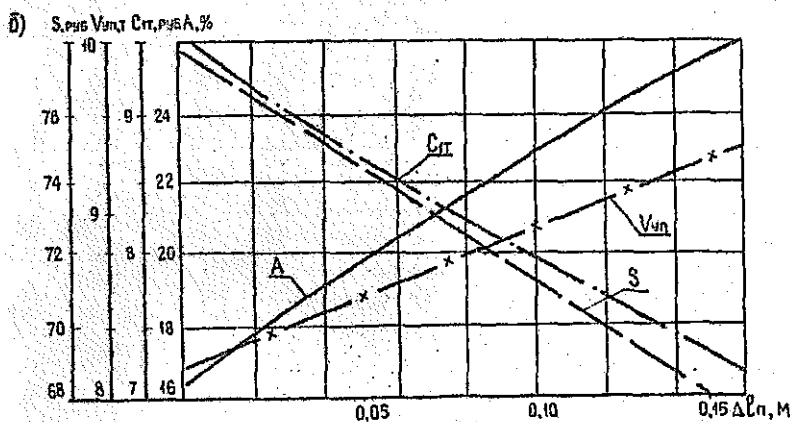
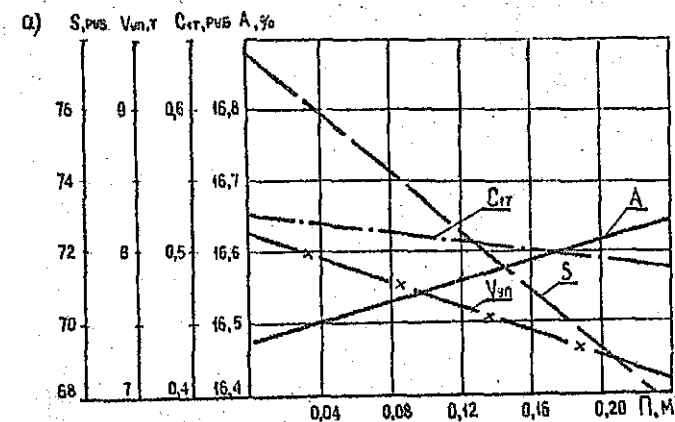


Рис.6.1. Зависимость зольности (A), оптовой цены 1 т ($C_{\text{ит}}$), количества добываемого с 1 м² пласта угольной продукции ($V_{\text{пл}}$) и стоимости ее реализации (S) от: а - мощности теряемого слоя угля в каждой пачке (Π); б - мощности присекаемого слоя породы к каждой угольной пачке пласта

73 разреза "Байдаевский"

ности добываемой с пласта угольной продукции и ее количества, а оптовая цена 1 т угольной продукции и стоимость ее реализации возрастает.

Таким образом, наибольшая эффективность отработки сложных угольных пластов достигается при минимуме потерь угля и разубоживаний. В ряде случаев, когда зольность угольной продукции остается в пределах нормы, допускаемой техническими условиями и стандартами на готовую продукцию, то добычу угля можно осуществлять с допустимым разубоживанием, позволяющим уменьшить потери угля, увеличить количество угольной продукции, добываемой с блока, а следовательно, снизить текущий коэффициент вскрыши, что значительно повысит эффективность отработки месторождения.

7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ВНУТРИПЛАСТОВОЙ СЕЛЕКЦИИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Открытая угледобыча в Кузбассе практически повсеместно осуществляется в сложных горно-геологических условиях, при которых существующие технологические схемы, как показал приведенный выше анализ, мало пригодны для эффективного ведения добычных работ. Достаточно сказать, что внутрипластовая селекция в этих условиях механическими экскаваторами связана с увеличением потерь угля до 40-60%, его разубоживанием и снижением производительности оборудования до 35-40%.

Это обуславливает необходимость поиска технологических схем, основанных на новых способах разделения угольных и породных слоев и применения более современных машин, позволяющих в конечном счете улучшить технико-экономические показатели отработки.

К таким способам можно отнести:

- слоевую разработку пластов сверху вниз с частичным или полным оставлением породы в выработанном пространстве;
- панельное формирование навалов только из угля или породы сразу нескольких угольных пачек или породных прослоев;
- погоризонтное создание рабочих площадок, общих для нескольких раздельно извлекаемых слоев.

Для реализации этих способов необходимо, чтобы выемочно-погрузочные машины обеспечивали:

- совпадение плоскостей резания и зачистки во избежание дополнительных потерь при подрезке пласта;
- возможность проведения верхнего и нижнего черпаний и погрузки транспортных средств ниже, выше и на уровне стояния экскаватора;
- регулируемую траекторию черпания для создания максимальной длины прямолинейного участка движения режущей кромки ковша.

С учетом изложенного, на основе обобщения отечественного и зарубежного опыта, оценки условий ведения горных работ на карьерах Кузбасса, результатов патентных исследований были разработаны следующие технологические схемы ведения горных работ при выемке сложных угольных пластов.

Технология разработки сложного пласта со складированием слоев угля (породы) бульдозером (рис.7.1).

Условия применения технологической схемы следующие: категория пород и угля по трудности экскавации - П-IV, угол падения пласта - 3-20 градусов, автомобильный транспорт при тупиковой схеме подъезда автосамосвала.

Подготовка пласта к выемке осуществляется буровзрывным или механическим способами. Особенностью схемы является одновременное формирование бульдозером двух навалов из угля и породы и их отработка экскаватором за один проход с отгрузкой в автосамосвалы на уровне стояния. Обратным ходом экскаватор нижним черпанием отгружает в автосамосвалы оставшуюся часть обрабатываемых слоев.

Технология разработки сложного пласта горизонтальными слоями одновременно с проходкой разрезной траншеи (рис.7.2).

Данная технологическая схема предназначена для пород и угля по трудности экскавации П-IV категорий, при угле падения пласта 20-90 градусов, для автомобильного транспорта при тупиковой схеме подъезда автосамосвалов.

Подготовка пласта к выемке осуществляется с помощью БВР на полную высоту уступа. Вскрытие пласта разрезной траншеей и его последующая выемка осуществляется слоями, высота которых определяется из условия прочерпывания породугольного контакта. Первым проходом экскаватор вскрывает пласт разрезной траншеей на высоту слоя. Следующими ходами он селективно вынимает угольные пачки и породные прослои пласта, после чего опускается на следующий слой и осуществляет выемку пласта в аналогичной последовательности.

Технология разработки сложного пласта комплексом "бульдозер -

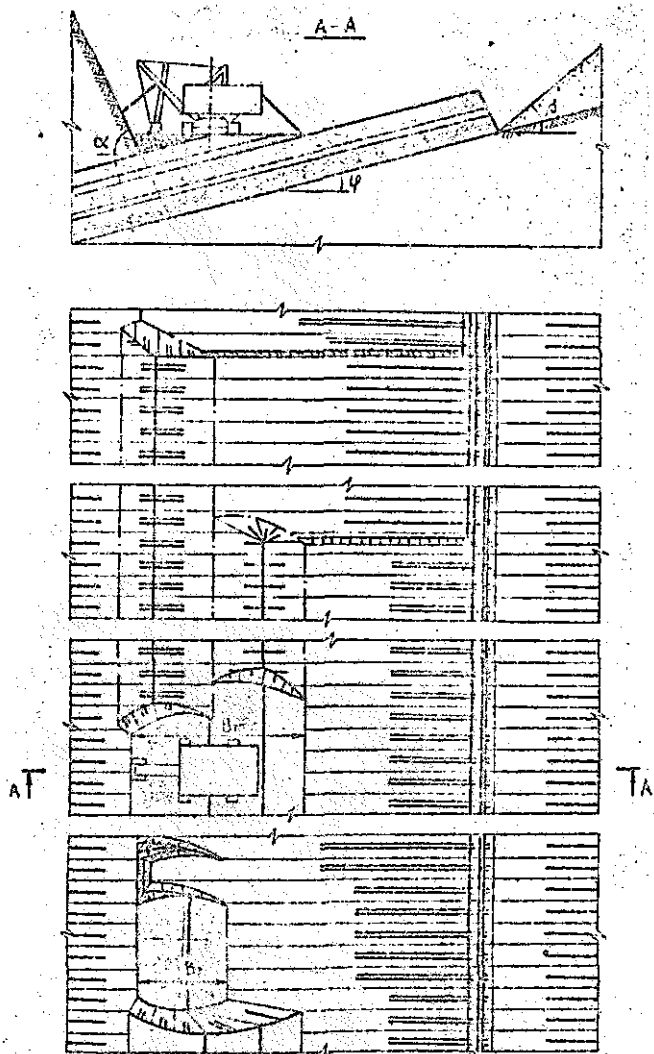


Рис.7.1. Технология разработки сложного пласта со складированием слоев угля (породы) бульдозером

экскаватор" (рис.7.3). Схема предназначена для II-IV категорий пород и угля по трудности экскавации, с углом падения пластов до 45 градусов, для автомобильного транспорта при тупиковой схеме подъезда автосамосвалов.

Подготовка пласта к выемке осуществляется с помощью БВР. С висячего бока пласта экскаватор проходит разрезную траншею. Бульдозер перемещает оставшуюся на кровле пласта треугольную породную призму, а затем угольные пачки и породные прослои отдельно сверху вниз, где они последовательно отгружаются экскаватором на автотранспорт на уровне стояния.

Технология разработки сложного пласта ступенчатым забоем (рис.7.4).

Технологическая схема предназначена для II-IV категорий пород и угля по трудности экскавации с углом падения пластов угля до 45 градусов, для автомобильного транспорта при тупиковой схеме подъезда автосамосвалов.

Подготовка пласта к выемке осуществляется с помощью БВР. С висячего бока пласта проходится разрезная траншея. Следующим ходом экскаватор вскрывает угольный пласт на высоту, определяемую из условия прочерпывания породугольного контакта. При этом в верхней части откоса забоя остается породная призма. Затем производится выемка верхней угольной пачки на длину ее вскрытия и выемка нижележащего породного прослоя до пересечения с нижней кромкой забоя по углу от выемки верхней угольной пачки. Образуется ступенчатый забой. После этого экскаватор подвигается к забою на величину горизонтальной мощности следующей угольной пачки и породного прослоя и осуществляет раздельную выемку оставшихся частей пласта аналогичным образом. Данный способ позволяет увеличить предельную высоту разработки наклонных пластов.

Технология разработки сложного пласта комплексом "автопогрузчик - автосамосвал" (рис.7.5).

Технологическая схема предназначена для II-IV категорий пород и угля по трудности экскавации, с углом падения пластов угля 25-90 градусов, для автомобильного транспорта при сквозной или тупиковой схемах подъезда автосамосвалов.

Подготовка пласта к выемке осуществляется с помощью БВР. Автопогрузчик с висячего бока пласта проходит разрезную траншею на глубину слоя h , после чего производит раздельную отработку пласта с нижней погрузкой в автотранспорт. Обработка нижележащих сло-

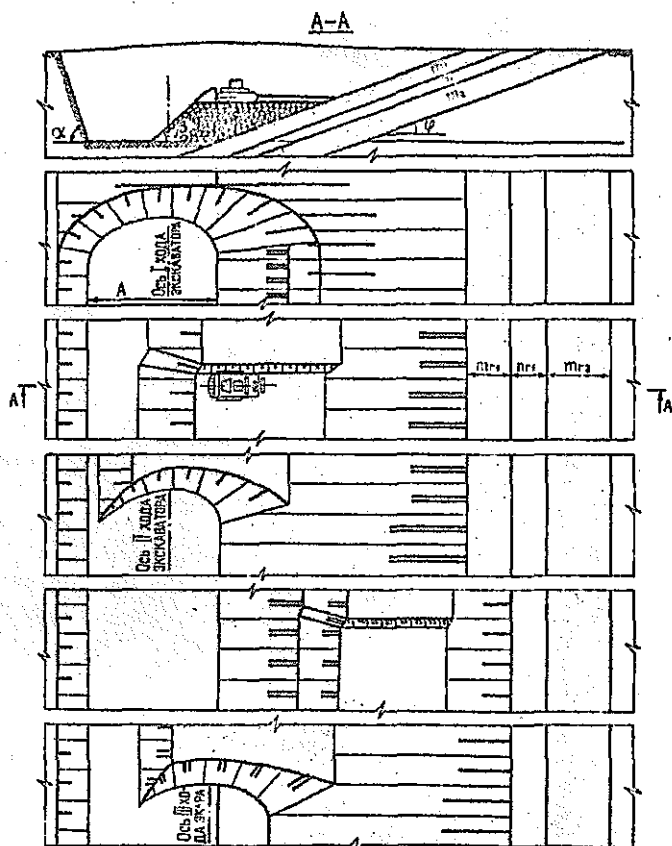


Рис.7.3. Технология разработки сложного пласта комплексом "бульдозер - экскаватор"

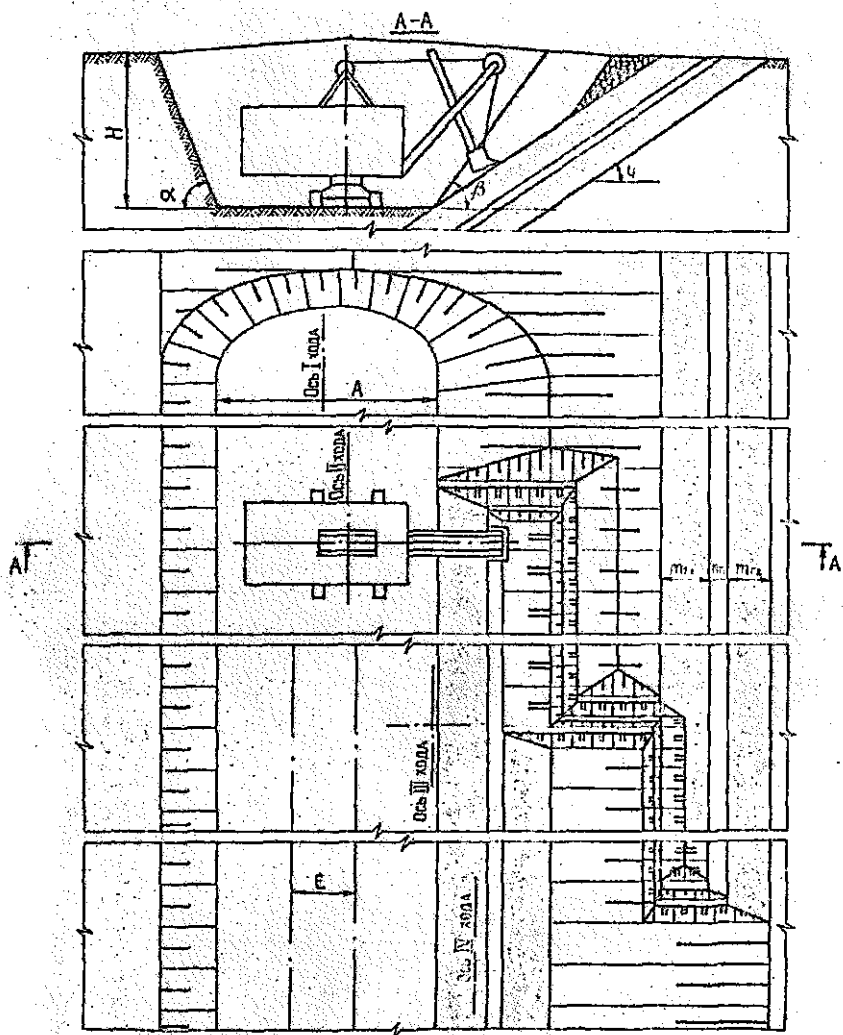


Рис.7.4, Технология разработки сложного пласта
ступенчатым забоем

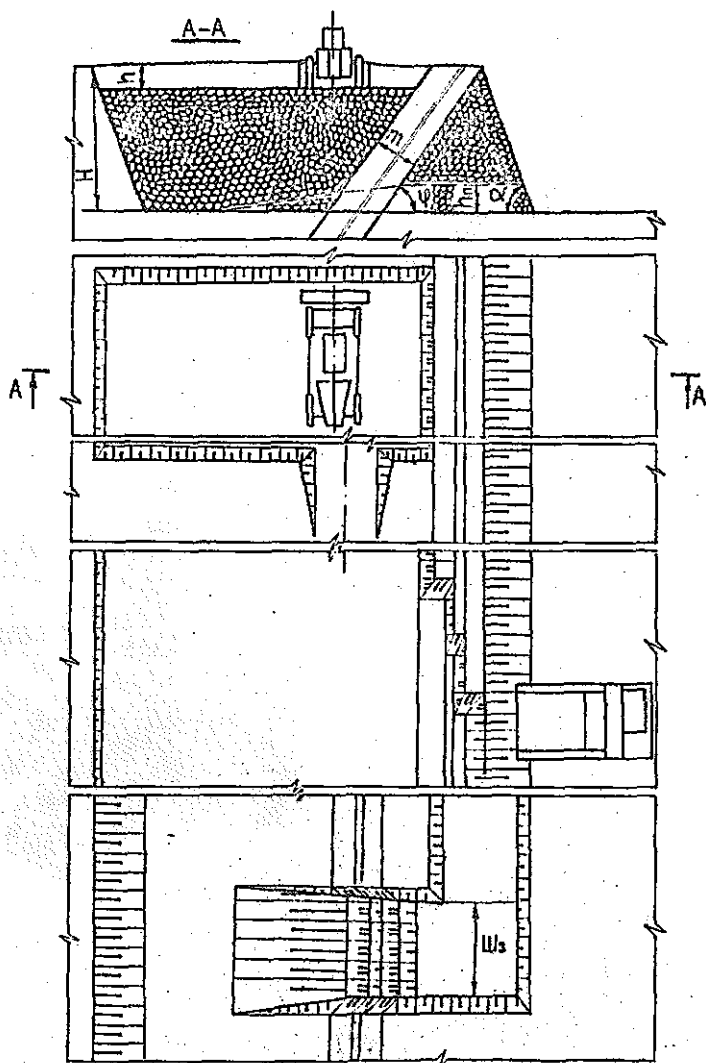


Рис.7.5. Технология разработки сложного пласта комплексом "автопогрузчик - автосамосвал"

ев уступа производится аналогично. Целесообразность применения данной схемы обусловлена подходом фронта работ с лежащего бока пласта.

Технология разработки сложного пласта комплексом "автопогрузчик - экскаватор - автосамосвал" (рис.7.6).

Условия применения технологической схемы аналогичны схеме на рис.7.5.

Подготовка пласта к выемке осуществляется с помощью БВР. С висячего бока пласта экскаватор проходит разрезную траншею. Из оставшейся на кровле пласта породной призмы автопогрузчик формирует транспортную площадку глубиной h_n , которая определяется из условия прочерпывания породугольного контакта. Затем автопогрузчик отгружает верхнюю часть пласта в автотранспорт, после чего опускается на величину h_n .

Горная масса этого слоя отгружается автопогрузчиком нижней погрузкой в автотранспорт на дне траншеи. Оставшуюся в заходке часть пласта обрабатывает экскаватор, отделяя уголь от породы.

Технология разработки сложного пласта наклонными слоями (рис. 7.7).

Технологическая схема предназначена для П-IV категорий пород и угля по трудности экскавации с углом падения пластов угля 30-90 градусов, для автомобильного транспорта с кольцевой или сквозной схемами подъезда автосамосвалов.

Подготовка пласта к выемке осуществляется с помощью БВР. Экскаватор обрабатывает пласт со стороны лежащего бока, вынимая породугольный массив наклонными слоями под углом естественного откоса α . В каждом слое первоначально вынимается породная часть, затем подпорная породная призма совместно с угольной частью слоя и, в последнюю очередь, породная призма со стороны кровли пласта. Отгрузка угля или породы при выемке слоя осуществляется в автотранспорт на уровне стояния экскаватора в порядке очередности попадания их в ковш при его заполнении.

Технология разработки сложного пласта обратной лопатой с подрезкой отвала и укладкой породы в выработанное пространство (рис. 7.8).

Схема предназначена для П-IV категорий пород и угля по трудности экскавации, для пластов с углом падения от 3 до 20 градусов, для автомобильного транспорта при тупиковой схеме подъезда автосамосвалов.

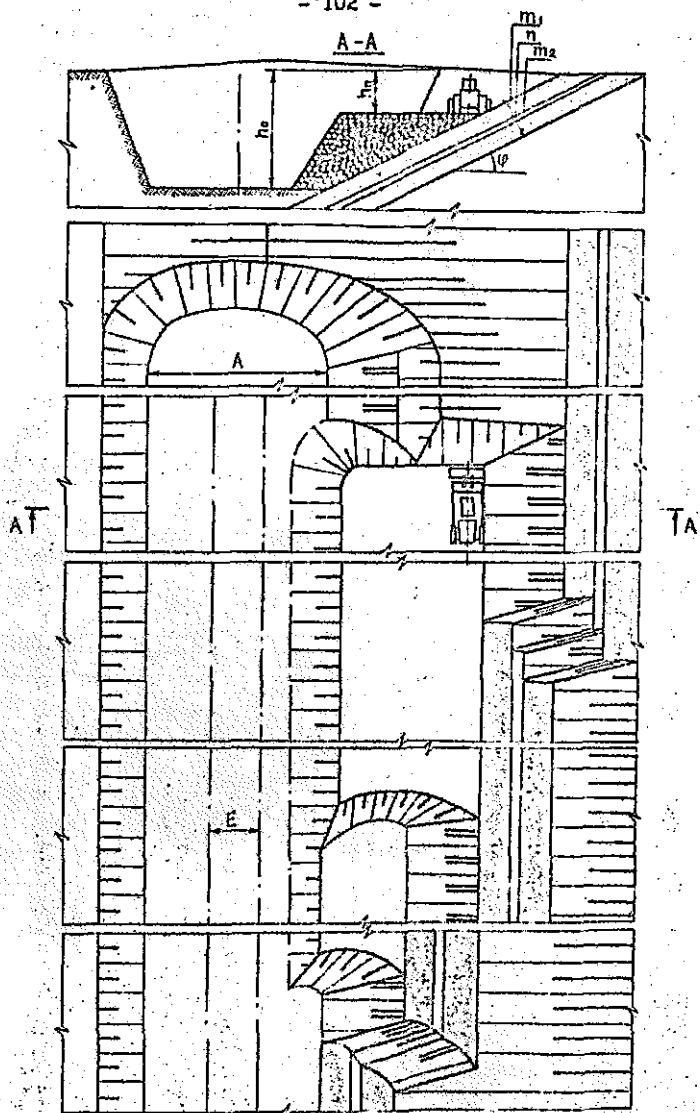


Рис. 7.6. Технология разработки сложного пласта комплексом "автопогрузчик - экскаватор - автосамосвал"

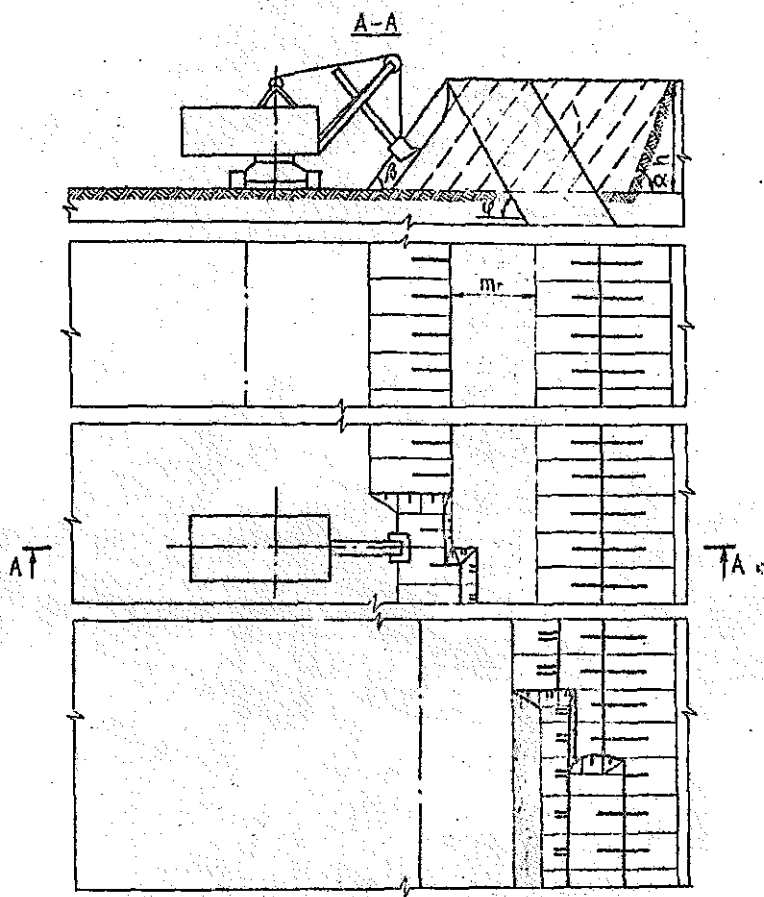


Рис.7.7. Технология разработки сложного пласта с наклонными слоями

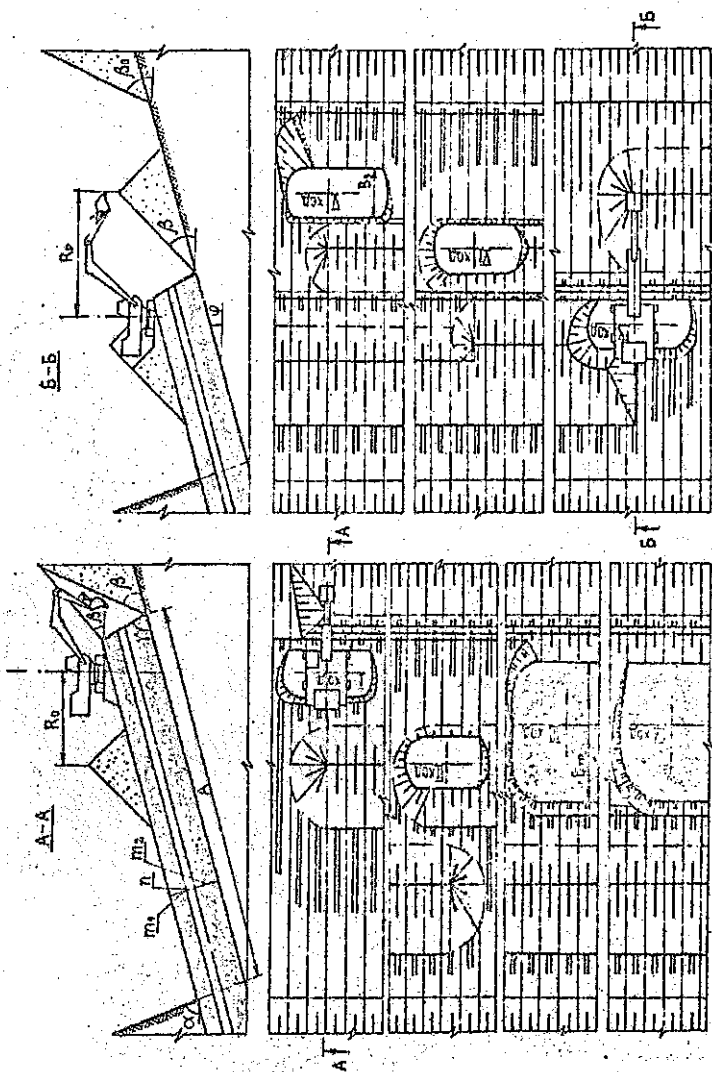


Рис. 7.8. Технология разработки сложного пласта обратной лопатой с подрезкой ствала и укладкой породы в выработанное пространство

Подготовка пласта к выемке осуществляется с помощью БВР или механического разупрочнения крепких породных прослоев бульдозером-рыхлителем. Первым ходом экскаватор зачищает угольный пласт с отвальной стороны, подрезая при этом отвал и перемещая породу в сторону откоса уступа. Затем экскаватор устанавливается на созданном породном навале и переэкскавирует его ближе к откосу уступа. После этого отрабатывается угольный пласт со стороны отвала, причем уголь вывозится автотранспортом, а породный прослой перемещается в навал. Последними проходами отрабатывается приоткосная часть пласта с переэкскавацией породного прослоя в выработанное пространство. Хотя в этой схеме несколько возрастает объем прочих работ, однако отпадает необходимость вывозки породы на внешние отвалы.

Технология разработки сложного пласта со складированием слоев угля (породы) обратной лопатой (рис.7.9).

Условия применения технологической схемы аналогичны предыдущей схеме.

Подготовка пласта к выемке осуществляется с помощью БВР или бульдозером-рыхлителем. Пласт отрабатывается селективно с законченным циклом работ по каждому слою: перемещение обратной лопатой угля (породы) в навал, его обработка прямой лопатой с формированием транспортной площадки, выемка нижним черпанием обратной лопатой горной массы оставшейся части пласта (слоя) и ее отгрузка в автосамосвалы на уровне стояния экскаватора.

Технология разработки сложного пласта обратной лопатой с созданием транспортных площадок за каждый проход (рис.7.10).

Условия применения технологической схемы аналогичны предыдущей схеме.

Подготовка пласта к выемке осуществляется аналогично предыдущей схеме. Первым проходом экскаватор формирует транспортную площадку, перемещая уголь верхней пачки с отвальной стороны в сторону откоса уступа. Затем обратным проходом отгружается и вывозится автотранспортом часть верхней пачки со сформированной на ней транспортной площадкой. После этого снова создается транспортная площадка с применением выемочного горизонта и т.д. Обработка каждого слоя ведется аналогично описанному.

Технология разработки сложного пласта обратной лопатой с созданием транспортных площадок за каждый проход по двум и более слоям (рис.7.11). Условия применения данной технологической схемы аналогичны схемам на рис.7.8, 7.9, 7.10.

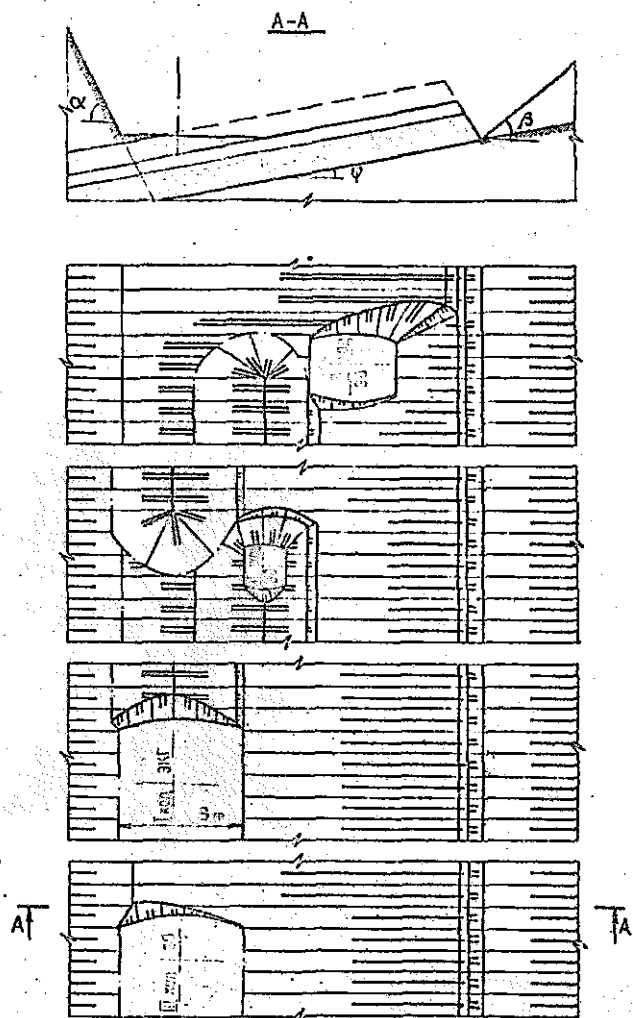


Рис.7.9.Технология разработки сложного пласта со складированием слоев угля (породы) обратной лопатой

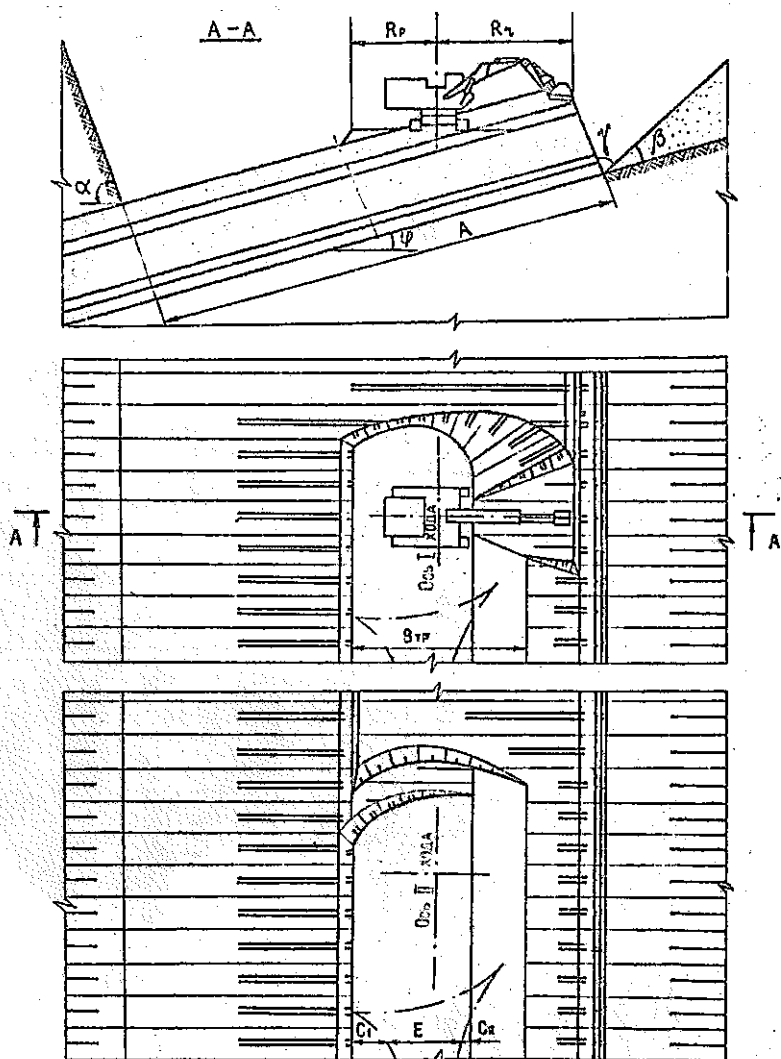


Рис.7.II. Технология разработки сложного пласта обратной лопатой с созданием транспортных площадок за каждый проход по двум и более слоям

Подготовка пласта к выемке ведется аналогично предыдущей схеме. Сложная раздельная выемка угля позволяет в данной схеме уменьшить время цикла экскавации и тем самым повысить производительность экскаватора по сравнению с предыдущей схемой, что компенсирует возрастание объема прочих работ.

Отработка обратной лопатой наклонного пласта горизонтальными слоями (рис.7.12) осуществляется в следующей последовательности.

Подготовка пласта к выемке осуществляется в период как БВР по вскрыше с висячей стороны пласта, когда обрушивается и взрывается порода пропластков, так и в момент вскрытия пласта драглайном до конечной глубины. Обратная лопата отрабатывает раздельным способом пласт поперечными заходками на глубину прочерпывания породоугольного контакта с погрузкой автосамосвалов на уровне стояния экскаватора.

Отработка пласта горизонтальными слоями прямой лопатой с переэкскавацией взорванной породы в кровле пласта (рис.7.13) заключается в следующем.

Особенностью схемы является оставление в кровле пласта посподной призмы, имеющей в верхней части ширину, достаточную для формирования рабочей площадки, с которой также возможно обрушивание породных пропластков. В то же время в период вскрышных работ драглайном полностью вскрывается пласт на высоту самого верхнего добычного уступа. Раздельно извлекаемые слои отрабатываются фронтальным забоем. С понижением работ порода сбрасывается (переваливается) в созданную драглайном выработку.

Разработанные технологические схемы внутрипластовой селекции сложных угольных пластов пологого и наклонного залегания учитывают разнообразные варианты комплектов машин, имеют существенные отличия от известных схем и обеспечивают повышение производительности выемочно-погрузочных машин на 6-18,4%.

Схемы внутрипластовой селекции сложных угольных пластов, основанные на применении гидравлических экскаваторов, уменьшают потери угля при отработке пологих пластов на 10-50%, а наклонных - до 67%. При отсутствии гидравлических экскаваторов эффективны схемы с прямой лопатой и бульдозером (сокращение потерь до 39%).

Разделение уступов при внутрипластовой селекции крутопадающих и наклонных сложных угольных пластов на четырех-, шестиметровые горизонтальные слои снижает потери угля до 41-56% за счет устойчивости породоугольного контакта и качественной его зачистке.

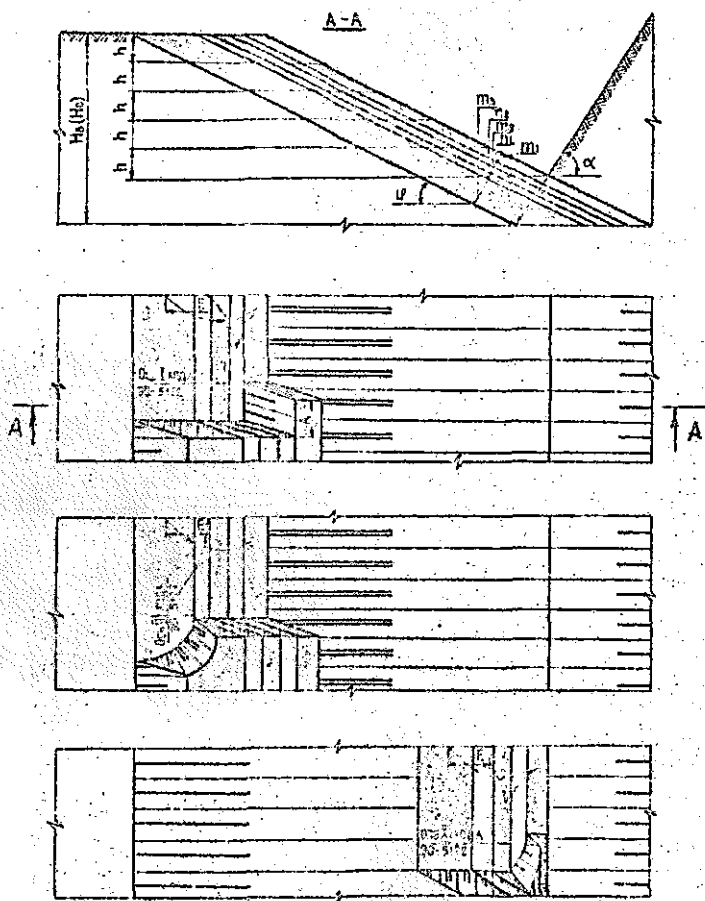


Рис. 7.12. Технология разработки наклонного пласта обратной лопатой горизонтальными слоями

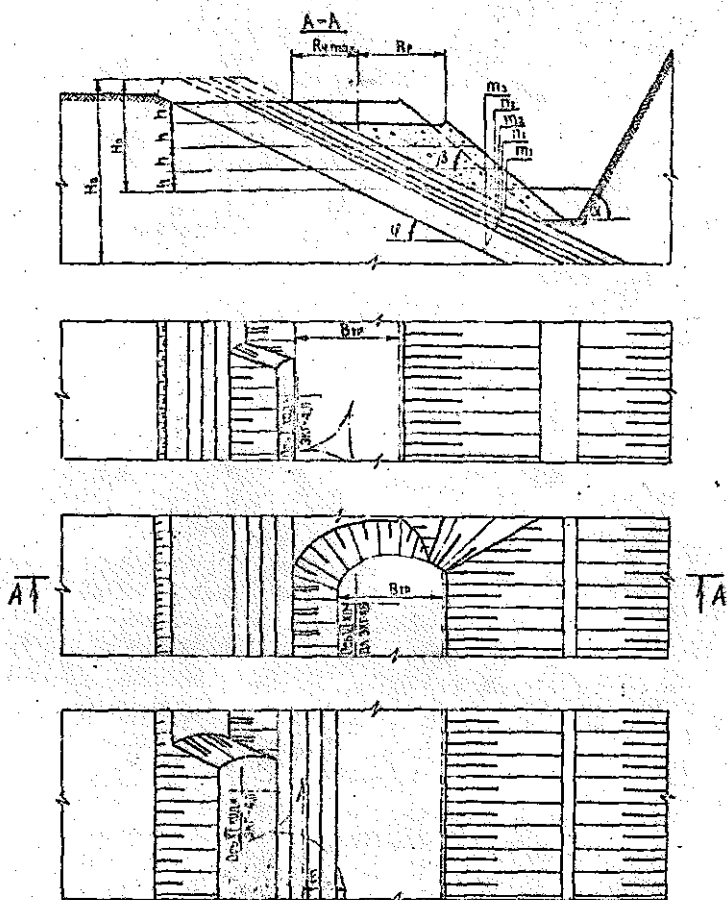


Рис.7.13. Технология разработки наклонного пласта горизонтальными слоями прямой лопатой с перезеканием взорванной породы в кровле пласта

8. УСРЕДНЕНИЕ КАЧЕСТВА УГЛЯ

8.1. Влияние однородности качественного состава угля на эффективность его использования

Разработка пластов сложного строения, характеризующихся изменением углов наклона, переслаиванием угольных и породных прослоев различной зольности, природной неоднородностью качества угля по глубине и по простиранию залежи, приводит к колебаниям качества отгружаемого потребителю топлива.

Технологический же процесс обогатительных фабрик, электростанций и других потребителей настраивается на средние значения качественного состава перерабатываемого или потребляемого полезного ископаемого. Поэтому любые отклонения качественного состава угля от средних значений отрицательно сказываются на эффективности технологического процесса.

Колебания качества полезного ископаемого снижают надежность и эффективность работы, как правило, высокоинерционных перерабатывающих технологических систем, затрудняют управление процессами обогащения, сжигания и переработки, что влечет за собой значительные потери сырья (до 5%) и реагентов (до 10%), снижение производительности оборудования (до 10%) [43], уменьшение выхода концентрата, ухудшение его качества, увеличение себестоимости продукции. Так, для кузнецких углей марки СС, сжигаемых на ГРЭС мощностью 1200 МВт, повышение зольности угля на 1% увеличивает его расход на 1,5-1,66%, а стоимость сжигания 1 т угля увеличивается на 0,82-1,27%. Изменение зольности рядовых коксующихся углей на 1% по сравнению со средней расчетной зольностью вызывает изменение затрат на обогащение на 2,2% [44].

Установлено, что КПД паровых котлов снижается на 0,2-0,4% на каждый 1% увеличения зольности угля и при этом еще увеличивается количество энергоблоков для ремонта, так как увеличение золы на 6-8% приблизительно вдвое [45] ускоряет износ поверхностей нагрева котлов. Все это крайне отрицательно сказывается на экономических показателях работы электростанций. Однако в настоящее время технические требования на угли допускают пределы колебания золы в угле, поставляемом на электростанции, с 7 до 40% и выше, тогда как экономически оправданные колебания составляют, согласно мировой практике, всего 1-2% [45].

Аналогичное действие оказывают колебания в топливе влаги, которая ухудшает процесс горения, КПД тепловых установок, интенсифицирует процесс образования серной кислоты в продуктах горения. При прироста влаги на 1% пережог топлива возрастает на 0,2-0,3%.

Еще более неприятные последствия несут повышение и колебания содержания серы в угле, которая приводит к интенсивной коррозии оборудования, имеющего контакт с продуктами сгорания, и сокращает срок его службы в 3-5 раз. Затраты на восстановительный ремонт при этом в среднем составляют 30 коп. на каждые 1% серы в 1 т топлива.

Кроме этого, колебания качественного состава угля вызывают и ухудшение экологической обстановки за счет увеличения выбросов в атмосферу и в воду, расширения площадей, занимаемых отходами обогащения и сжигания, ухудшения климатических условий.

Изменчивость качественных характеристик угля приводит к неоднородности состава отходов углеобогащения и сжигания и препятствует их эффективному использованию.

При поступлении же сырья стабильного качества упрощается управление технологией переработки, появляется возможность автоматизации процесса, достигаются наилучшие технико-экономические показатели и в конечном итоге полнее и рациональнее используются природные ресурсы. Так, при сокращении стандарты колебаний по вагонной зольности экибастузского угля в два раза, выброс золы снижается с 0,27 т/ч до 0,17 т/ч на один энергоблок [46].

В этой связи одним из главных направлений повышения качества угля является обеспечение однородности его качественного состава.

Процесс, включающий комплекс технологических операций и организационных мероприятий, направленных на повышение однородности качественного состава добываемого полезного ископаемого или продуктов его переработки, называется усреднением.

Усреднение — сложный технологический процесс, направленный на повышение однородности качественного состава сырья, начинается в забоях карьера, продолжается в транспортных цепочках и на складах карьера, на обогатительных фабриках и заканчивается на коксохимических заводах, тепловых электростанциях и других предприятиях, использующих уголь.

Каждый этап общей системы усреднения играет определенную роль. В карьере осуществляется усреднение сменных или суточных объемов добытого из разных забоев угля путем регулирования производительности оборудования в забоях с различным по качеству полезным иско-

пасами, а также направления добытого сырья на разные склады и штабели, использования различных технологических схем усреднительных складов.

На обогатительных фабриках, коксохимических заводах и тепловых электростанциях усредняют сырье в объемах железнодорожных маршрутов, партий вагонов или отдельных вагонов.

Приведенный в предыдущих разделах анализ строения угольных пластов, а также высокая изменчивость качественных характеристик угля и несоответствие технологических параметров применяемого выемочно-погрузочного оборудования сложным условиям разработки показывают, что на разрезах Кузбасса управление нагрузкой на добычные забои и направлением развития горных работ с целью усреднения угля представляет сложнейшую организационно-техническую задачу и требует проведения целого комплекса научных исследований. Уже выполненными исследованиями Ф.Г.Грачева [55] установлено, что при простой селективной погрузке производительность добычного экскаватора снижается на 10-15%, а при сложной - на 18-25%. Усреднение же качественного состава угля предопределяет еще большее снижение производительности добычного экскаватора.

Поэтому одним из основных направлений стабилизации качества угля на разрезах Кузбасса является усреднение на угольных складах.

8.2. Анализ технологии и механизации складирования угля на разрезах Кузбасса

Сложные горно-геологические условия, в которых работают разрезы Кузбасса, обособленность добычных участков, неритмичная работа разрезов по добыче, а также неравномерная подача порожних вагонов МПС под погрузку, вызвали появление большого количества угольных складов (в настоящее время их около 50), объем складироваемых углей на которых достигает порой в целом по концерну "Кузбассразрезтоль" 38-суточной добычи, а на некоторых разрезах 90-суточной добычи вместо трехсуточной по нормативу [47].

В большей степени это объясняется неритмичной работой разрезов. Если отгрузка угля происходит относительно равномерно, то размеры добычи колеблются от 1/5 месячной добычи в первую декаду до 2/3 месячной добычи в третью декаду. В отдельные месяцы объем добычи в первую декаду составляет 4-5%, а в третью декаду возрастает до 80-90% месячной добычи.

Таким образом, складирование угля обусловлено необходимостью:

- обеспечения ритмичной работы разрезов в условиях нарушения графика подач порожних вагонов МПС под погрузку и одновременно обеспечения бесперебойной круглосуточной работы железнодорожного транспорта по равномерной отправке топлива потребителям при непрерывной рабочей неделе разреза по добыче и его неритмичной работе по декадам месяца;
- накопления определенного объема угля для последующей его высокопроизводительной погрузки в железнодорожные вагоны;
- обеспечения усреднения угля при выдаче из забоев неоднородного по качеству угля;
- "вымораживания" влаги из влажных углей для придания им транспортабельности;
- обеспечения загрузки угольного маршрута углем одной марки.

Кроме того, характерной чертой разрезов Кузбасса (в отличие от разрезов ПО "Экибастууголь", "Красноярскуголь", "Востсибуголь") является преобладание (более 86%) автомобильного транспорта угля из забоев, что также предопределяет необходимость устройства угольных складов в качестве перегрузочных пунктов между автомобильным и железнодорожным видами транспорта.

Количество угольных складов на разрезах колеблется от одного до пяти, на большинстве разрезов 2-3 склада, через которые проходит до 100% добываемого угля.

По времени существования угольные склады подразделяются на постоянные и временные. Постоянные склады размещаются обычно на основной промплощадке разреза вблизи стационарных подъездных путей или технологических комплексов (обоганительных установок, сортировок). Склады, расположенные на бортах карьеров, относятся к временным, так как их местоположение периодически меняется в связи с подвиганием фронта горных работ.

Транспорт подачи угля на склад - автомобильный, железнодорожный и конвейерный при формировании конусного штабеля отсева на двух обоганительных установках. В будущем предусматривается применение на разрезе им. 50-летия Октября конвейерного транспорта угля из карьера.

По способу формирования штабеля различают склады, отсыпные с пионерной насыпи, с откоса уступа, переэкскавацией.

По техническим средствам отсыпки и отгрузки угля склады подразделяются на экскаваторные, бульдозерные, экскаваторно-конвейер-

ные. Наибольшее распространение получила отгрузка угля со склада экскаваторами типа мехлопата и драглайн.

По направлению движения потока угля различают склады с отгрузкой угля в железнодорожные вагоны МПС или думпкары внутри-карьерного транспорта, а также склады с подачей угля на технологический комплекс.

Размеры складов в плане достигают 150х270 м, при этом дальность транспортирования угля бульдозером достигает 120-160 м. Количество перезекскавации при работе экскаваторов достигает пяти. Это приводит к снижению производительности складского оборудования. Наличие большой неактивной части склада, длительное время ожидающей своей отгрузки, приводит к окислению и самовозгоранию угля. Величина потерь сортовых углей при такой технологии складирования достигает по данным КузНИИ 15-25% и более.

Экскаваторное оборудование угольных складов в большинстве своем физически изношено, малопродуктивно, его количество равно числу экскаваторов на добыче.

Технология и организация работ, оборудование складов не удовлетворяют требованиям к усреднительным складам. Несовершенство технологии и оборудования для складирования полезного ископаемого на разрезах Кузбасса приводит к тому, что даже при наличии на складе большого объема угля эффективность его усреднительных возможностей крайне низка. Коэффициент усреднения, оцениваемый соотношением среднеквадратических отклонений показателей качества угля до и после склада, редко превышает 2.

8.3. Параметры оценки колебаний качества угля и эффективность его усреднения

Эффективность мероприятий по усреднению качества угля оценивается с помощью статистических или динамических показателей. Первые описывают разброс характеристик качественного состава на входе и выходе системы усреднения, а вторые, кроме этого, отражают динамику изменения качественного состава.

Для характеристики амплитуды колебаний используются размах колебаний и среднее квадратическое отклонение, для характеристики частоты колебаний - спектральная плотность дисперсии, средний и максимальный периоды, средняя частота и коэффициент взаимной корреляции.

Размах колебаний - разность между максимальным и минимальным показателями качества. Обычно размах колебаний дается в большую и меньшую стороны от базового (планового, нормативного) значения.

Основным критерием оценки качества усредненного сырья считают среднее квадратическое отклонение содержания ценного компонента в пробах, отобранных из смеси, от среднего содержания

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}{(n-1)}}, \quad (8.1)$$

где σ - среднее квадратическое отклонение; x_i - текущее значение показателя качества в i -ой пробе; $\bar{x}$ - среднее арифметическое значение величины показателя качества (или нормативное значение показателя качества); n - общее число отобранных проб.

Среднее квадратическое отклонение σ зависит от величины x , имеет его размерность. Это не позволяет использовать величину σ в чистом виде для сравнительной оценки качества полезного ископаемого с различным содержанием в нем ценного компонента (различным значением показателя качества). Поэтому для оценки неоднородности применяют коэффициент вариации V_i , который определяется по формуле

$$V_i = 100 \sigma_i / \bar{x}, \quad (i=1, 2, \dots). \quad (8.2)$$

Средний период колебаний определяется по пространственному или временному графику процесса колебания показателей качества и рассчитывается по формулам

$$T_x = \ell / (n-1); \quad T_t = t / (n-1), \quad (8.3)$$

где ℓ - линейный интервал, м; t - временной интервал, ч., смена, сутки; n - число пересечений графика с уровнем среднего значения показателя качества.

Максимальный период колебаний определяется по графику реализации процесса колебаний показателей качества как максимальный линейный или временной интервал однозначных отклонений показателей качества от среднего значения.

Частота колебаний показателей качества - число полных колебаний за период времени ч^{-1} , смена $^{-1}$, сутки $^{-1}$ или в радианах в секунду, рад/с

$$\omega = \frac{1}{T} \quad \text{или} \quad \omega = \frac{2\pi}{T}. \quad (8.4)$$

Коэффициент взаимной корреляции - коэффициент, характеризующий тесноту линейной связи между смежными показателями качества:

$$\gamma = \frac{\sum x_i x_{i+1} - \bar{x}^2}{\sigma^2} \quad (8.5)$$

Для оценки эффективности усреднения при смешивании продуктов различного качественного состава применяют следующие показатели: коэффициент усреднения и эффективность усреднения.

Коэффициент усреднения определяется по выражению [53]

$$K = \frac{V_0}{V_n} \quad (8.6)$$

где V_n и V_0 — коэффициенты вариации рассматриваемого показателя качественного состава соответственно до и после усреднения.

В случае равенства средних значений $\bar{X}$ до и после усреднения

$$K = \frac{\sigma_n}{\sigma_0} \quad (8.7)$$

где σ_n , σ_0 — среднее квадратическое отклонение колебаний содержания компонента в угле до и после усреднения.

В некоторых случаях для оценки эффекта усреднения используют показатель η эффективности усреднения [52]

$$\eta = (1 - \sigma_0/\sigma_n) \quad (8.8)$$

который принципиально не отличается от предыдущего, однако дает существенно нелинейную оценку степени усреднения сырья.

Если приведенный в выражениях (8.6) и (8.7) коэффициент усреднения показывает, во сколько раз улучшилось усреднение, то показатель эффективности усреднения (8.8) показывает, насколько улучшилось усреднение. При отсутствии усреднения — $\eta = 0$, при идеальном усреднении — $\eta = 100\%$.

Для частного случая моногармонических колебаний предложен также [52] показатель эффективности усреднения

$$\eta = \left(1 - \frac{\sigma_0}{\sigma_n} \frac{\omega_n}{\omega_0}\right) \quad (8.9)$$

где σ_n и σ_0 — стандартные отклонения колебаний качественного состава сырья до и после усреднения; ω_n и ω_0 — частота колебаний качественного состава до и после усреднения. По структуре он совпадает с показателем (8.8) и дает для этого частного случая полную динамическую характеристику изменчивости качественного состава на входе и выходе усреднительного устройства достаточно большой емкости и характеризует способность потока полезного ископаемого к усреднению.

Наибольшее распространение в зарубежной и отечественной прак-

тике получил способ усреднения полезного ископаемого методом на-слоения. Этот способ основан на укладке усредняемого материала в штабель тонкими параллельными слоями и затем забором материала из штабеля в направлении, перпендикулярном простиранию слоев. Различают несколько разновидностей этого способа, характеризующихся особенностями формирования и разгрузки штабелей.

На открытых складах с использованием циклического оборудования укладку штабеля ведут обычно наклонными слоями (рис.8.1а), а разгрузку — параллельными наклонными сечениями, перпендикулярными простиранию уложенных слоев. Недостатком такого способа складирования является сегрегация материала по крупности, низкая эффективность использования площади склада.

На полубункерных складах укладка также может вестись наклонными слоями, а разгрузка — горизонтальными слоями через выпускные отверстия в основании штабеля (рис.8.1б).

Шевронный способ складирования (рис.8.1в) состоит в укладке материала в штабель при возвратно-поступательном движении загрузочного устройства по продольной оси склада. Штабель при этом формируется наклонными слоями, имеющими убывающую толщину. Процесс укладки может быть автоматизирован. Недостатком шевронного способа складирования является сегрегация материала по крупности, а также возможность формирования штабелей только треугольного сечения, увеличение которого сдерживается нежелательным увеличением размеров рабочего органа усреднительной машины.

Почти полного исключения сегрегации можно достичь, формируя штабель параллельными горизонтальными слоями, а отгрузку ведя наклонными сечениями, параллельными линии откоса штабеля (рис.8.1г). К недостаткам относится низкая эффективность использования площади основания склада. Новый штабель отсыпается только после полной отгрузки предыдущего.

Укладка параллельными элементами заключается в формировании штабеля горизонтальными слоями, каждый из которых образуется параллельными элементами, вытянутыми вдоль или поперек оси штабеля. После укладки первых рядов элементов по всей подошве склада укладывают ряды следующего слоя так, чтобы они последовательно заполнили промежутки предыдущих слоев (рис.8.1д). Таким образом штабель формируют на всю высоту.

Подобным же образом формируется штабель комбинированным способом (конусами). Поперечное сечение штабеля делится на равные по

площади сечения (рис.8.1е). Над вершинами этих сечений, являющихся программными точками, автоматически в заданной последовательности устанавливается отвальная стрела. Для отсыпки каждой полосы отвалообразователь делает 12-15 ходов. Для обеспечения равномерной отсыпки независимо от производительности подачи угля регулируется скорость хода отвалообразователя.

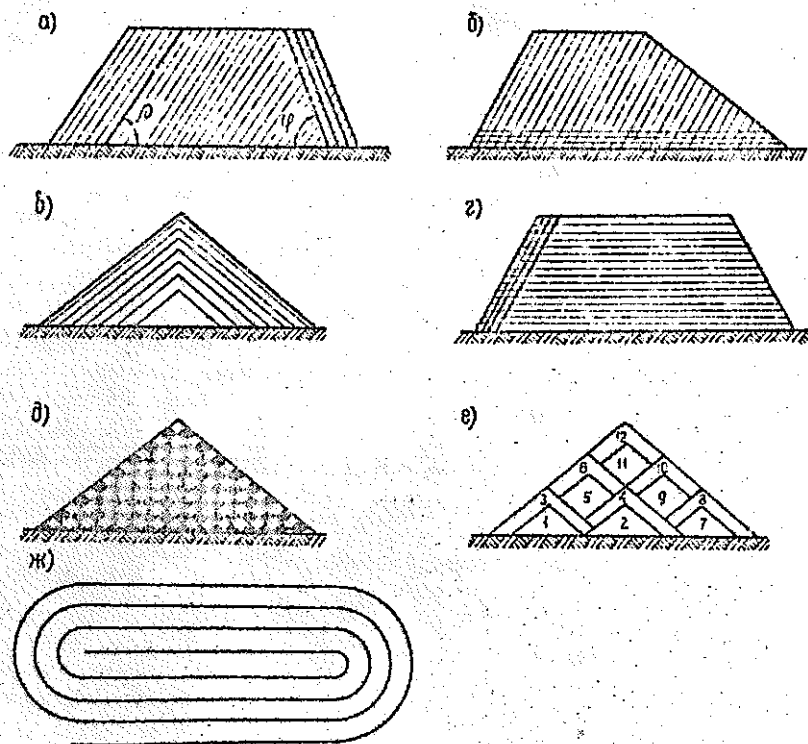


Рис.8.1. Способы усреднения в штабелях: а - формирование наклонными слоями, разгрузка наклонными сечениями; б - формирование наклонными слоями, разгрузка горизонтальными сечениями через отверстия в основании штабеля; в - шевронная укладка; г - формирование горизонтальными слоями, разгрузка наклонными сечениями; д - формирование параллельными гребнями; е - формирование комбинированным способом (конусами); ж - формирование по спирали

К достоинствам этих двух способов, как и предыдущего способа укладки горизонтальными слоями, относится почти полное отсутствие сегрегации, а к недостаткам -- необходимость большого числа перемещений точки разгрузки материала, что усложняет конструкцию штабелеукладчика и затрудняет автоматизацию его работы.

С целью повышения эффективности использования склада при сохранении степени усреднения предложено [51] при способах (рис. 8.1г, д, е) одновременно с отгрузкой штабеля сразу осуществлять следом укладку другого штабеля. При этом укладка ведется на произвольно выбранный шаг ℓ на полную высоту h штабеля (рис. 8.2).

Сканирование по спирали является усовершенствованием способа укладки параллельными элементами (рис. 8.1ж). При этом способе укладка элементов в горизонтальный слой производится по спирали и элементы каждого последующего слоя укладывают в борозды предыдущего.

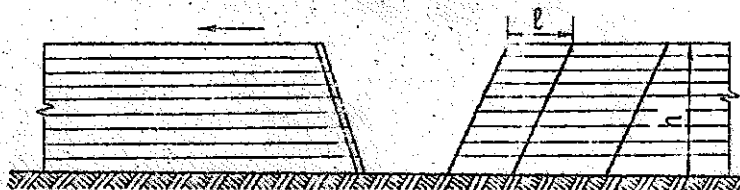


Рис. 8.2. Схема усреднения с формированием штабеля по мере освобождения площади склада горизонтальными слоями поэтапно на произвольно выбранный шаг ℓ на полную высоту h штабеля и разгрузкой наклонными сечениями

Примером усреднительного склада, формируемого и отгружаемого по схеме (рис. 8.1а), являются автомобильные склады отвального типа. Формируется склад разгрузкой автосамосвалов на откос штабеля и представляет собой совокупность наклонных слоев, ограниченных сверху и снизу горизонтальными или наклонными поверхностями. Различают склады с продольным, поперечным и диагональным фронтами отсыпки штабеля [57].

При поперечной отсыпке вначале формируется пионерная (буферная) насыпь, от которой начинается отсыпка угля автосамосвалами вдоль склада в пределах ширины экскаваторной заходки (рис. 8.3). В это время экскаватор с другой стороны насыпи отгружает уголь,

осуществляя черпание перпендикулярно уложенным слоям. При продольном способе на усреднительном складе отсыпается два штабеля (рис. 8.4). Один из них находится в стадии формирования, другой — в стадии отгрузки. При формировании штабеля автосамосвалы разгружают уголь по всей его длине. После отсыпки первого слоя производится его планировка, затем отсыпается второй, третий и последующие слои до достижения штабелем ширины экскаваторной заходки. Отгружается штабель торцевым забоем, при этом ковш экскаватора пересекает уложенные слои и происходит усреднение.

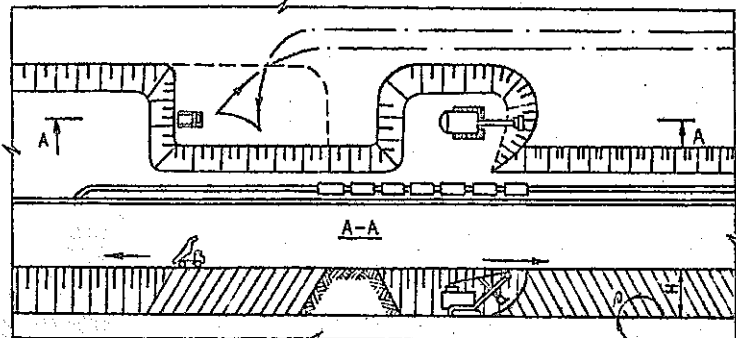


Рис.8.3. Схема отсыпки штабеля поперечным фронтом

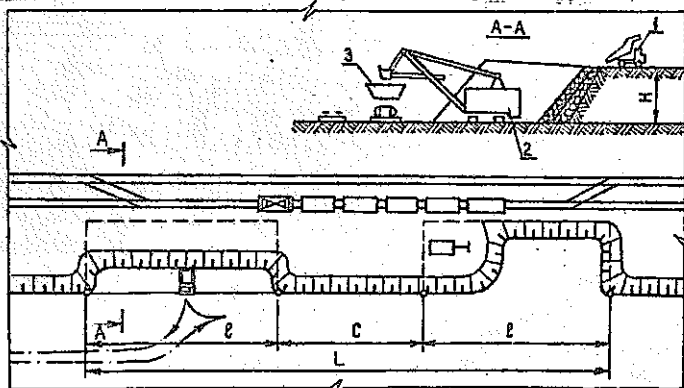


Рис.8.4. Схема отсыпки штабеля продольным фронтом

В целях сокращения емкости и параметров усреднительного склада применяют диагональную отсыпку слоев штабеля. В этом случае на складе в работе находится только один штабель. На нем одновремен-

но производят отсыпку и отгрузку полезного ископаемого. Слои угля при такой технологии располагаются под углом к бровке уступа по диагонали штабеля. После отсыпки каждого слоя фронт разгрузки перемещается вслед за работающим экскаватором, оставляя за собой готовую часть штабеля.

Для рассмотренных трех способов отсыпки штабелей общим является то, что полезное ископаемое укладывается в штабель, а затем при отгрузке усредняется. Угол наклона ρ слоев соответствует обычно $35-38^\circ$. Каждый слой имеет вид наклонной призмы, ширина которой равна ширине кузова автосамосвала a , а длина - длине откоса штабеля [52].

Толщина слоя угля определяется по формуле

$$t = \frac{q_a \sin \rho}{H_c a \gamma} \quad (8.10)$$

где t - толщина слоя по нормали к откосу, м; H_c - высота склада, м; γ - плотность материала, т/м³; q_a - грузоподъемность автосамосвала, т.

Горизонтальная мощность слоя t_r равна

$$t_r = \frac{q_a}{H_c a \gamma} \quad (8.11)$$

При ширине склада B и сменном поступлении угля на склад сменное продвижение отсыпки склада

$$P = \frac{Q_c}{H_c B \gamma} \quad (8.12)$$

В течение смены на откосе разместится n_c слоев, представляющих отдельные автосамосвалы

$$n_c = \frac{P H_c B \gamma}{q_a} \quad (8.13)$$

При погрузке из склада черпание угля может осуществляться различными способами (рис.8.5). При черпании по направлению А-В никакого усреднения в ковше экскаватора не происходит. При черпании по направлению Е-С ковш наполняется углем, представленным из числа слоев n_c

$$n_c = \frac{H_c^2 a}{V_a} (\operatorname{ctg} \rho - \operatorname{ctg} \varphi), \quad (8.14)$$

где V_a - вместимость кузова автосамосвала, м³; ρ - угол естественного откоса руды в складе, градус; φ - угол черпания угля на складе, градус.

$$\eta = 1 - \sqrt{\frac{\sigma_a^2}{\sigma_a^2}} \quad (8.20)$$

С учетом формулы (8.14) выражение (8.20) примет вид

$$\eta = 1 - \sqrt{\frac{V_a}{N^2 a (\operatorname{ctg} \rho - \operatorname{ctg} \varphi)} + \frac{\gamma_a}{N_3}} \quad (8.21)$$

В случае корреляции содержания полезного компонента с крупностью угля разгрузка автосамосвалов на откос штабеля вызывает сегрегацию кусков по крупности и разусреднение качественных свойств полезного ископаемого. С целью исключения сегрегации угля по крупности используют автомобильно-бульдозерные склады (рис. 8.1г). Склад формируется отсыпкой угля из автосамосвалов на поверхность штабеля с последующим разравниванием образовавшихся куч в горизонтальный слой толщиной t' , на который вновь разгружаются автосамосвалы.

Количество слоев угля, перемешиваемых ковшом при черпании, определяется по формуле [52]

$$n_c = \frac{4N \sqrt[3]{\frac{qV_a^2}{\pi^2 \operatorname{tg}^2 \rho}}}{V_a} \quad (8.22)$$

Сдвиг фазы между отдельными слоями определяется из выражения

$$\tau = \frac{SH}{N_3 n_c} \quad (8.23)$$

где S — площадь поверхности склада, м^2 .

Внутриштабельное усреднение, характеризующее сечения штабеля

$$\sigma_s^2 = \sigma_a^2 \left(\frac{1}{n_c} + e^{-\frac{\lambda a \tau}{N_3}} \right) \quad (8.24)$$

Коэффициент усреднения составит

$$\eta = 1 - \sqrt{\frac{1}{n_c} + e^{-\frac{\lambda a \tau}{N_3}}} \quad (8.25)$$

При железнодорожном транспорте полезного ископаемого на склад лупки разгружаются в приемный бункер, затем экскаватор перемещает выгруженный из состава уголь в хребтовый штабель. Из хребтового штабеля уголь отгружается экскаватором либо в железнодорожный транспорт, либо через приемный бункер на конвейерный транспорт.

Пример усреднительного склада руды хребтового типа приведен

на рис.8.6 [52]. Склад состоит из приемной и отгрузочной площадок, располагающихся ступенчато одна относительно другой на высоте 2-5 м и может успешно применяться на угольных предприятиях.

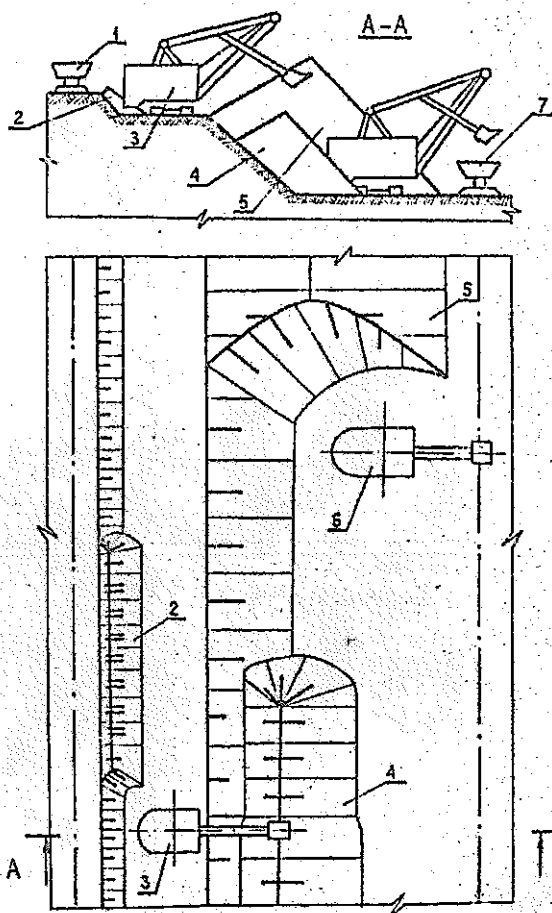


Рис.8.6. Склад хребтового типа:
1 - разгружаемый состав; 2 - навал угля; 3 - перегружающий экскаватор; 4 - формируемый штабель; 5 - отгружаемый штабель; 6 - погрузочный экскаватор; 7 - загружаемый состав

Фронт разгрузки равен длине состава, однако в случае необходимости фронт выгрузки может превышать длину состава или составлять только часть ее. Выгруженный из состава уголь экскаватором

перемещается в штабель на нижней площадке. Штабель представляет собой чередование слоев, каждый из которых характеризует качество угля одного локомотивосостава. Смешивание угля происходит при черпании ковшем экскаватора и обрушении всех слоев в забой. Склад состоит из двух участков: один - для приема и укладки угля в штабель, другой - для отгрузки ее из готового штабеля потребителю.

Параметры склада зависят от объема добычи, рельефа местности и параметров перегрузочных экскаваторов.

Изменчивость качества в дискретной порции угля, отгружаемой со склада, определяется по формуле

$$\sigma_y = \frac{\sigma_n}{n^{\frac{1}{2}}} \quad (8.26)$$

где σ_n - среднее квадратическое отклонение показателя качества в порции угля, равной грузоподъемности состава до усреднения, %; n_c - число порций (составов) угля, уложенных в усреднительный штабель; ω - частота колебаний по пробам, представляющим составы угля.

Число слоев угля, попадающих в ковш при черпании и обрушении, определяется по формуле [52]:

$$n_c = \frac{\gamma_n \ell_c}{Q_c} \left[H_n^{\max} \operatorname{ctg} \rho - \frac{h^2}{2} (\operatorname{ctg} \varphi - \operatorname{ctg} \rho) \right], \quad (8.27)$$

где γ_n - насыпная плотность угля, т/м^3 ; ℓ_c - длина состава, м; Q_c - грузоподъемность состава, т; $H_n^{\max}$ - максимальная высота черпания погрузочного экскаватора, м; ρ - угол естественного откоса угля, градус; h - разница абсолютных отметок приемной и отгрузочной площадок, м; φ - угол откоса, располагающегося между приемной и отгрузочной площадками, градус.

Число слоев, обеспечивающих заданный коэффициент усреднения при смешивании, определяется по формуле

$$n_{\text{ск}} = \sqrt{\frac{1}{1 - \eta_k}} \quad (8.28)$$

Вычисленное значение $n_{\text{ск}}$ используется для расчета параметров склада.

Для обеспечения ритмичной работы разрезов большое значение имеет определение оптимальной емкости угольных складов. Согласно выполненным УкрНИИпроектом исследованиям [48] при прогнозировании оптимальной емкости угольного склада необходимо учитывать следующие факторы: режим работы и колебание суточной добычи угля

на предприятии; режим и неравномерность работы железнодорожного транспорта; длительность рассматриваемого цикла изменения остатков угля на складе. Предложено определять значение емкости угольного склада по формуле

$$Q_{\text{скл}} = K \bar{A}_{\text{сут}} \sqrt{m_A V_A^2 + m_T V_T^2}, \quad (8.29)$$

где $Q_{\text{скл}}$ - емкость угольного склада, тыс.т; m_A - количество дней работы угольного предприятия по добыче (за определенный период); m_T - количество дней работы железнодорожного транспорта на вывозе угля (за тот же период времени); K - коэффициент, учитывающий надежность оценки $Q_{\text{скл}}$ ($K = 1,7$); $\bar{A}_{\text{сут}}$ - среднесуточная производительность угольного предприятия по добыче, тыс.т; V_A - коэффициент вариации суточной добычи; V_T - коэффициент вариации суточной отгрузки угля.

Учитывая, что наиболее характерным интервалом черпания для процесса накопления и отгрузки угля со склада является один месяц, формула (8.29) принимает вид

$$Q_{\text{скл}} = 1,7 \bar{A}_{\text{сут}} \sqrt{30(V_A^2 + V_T^2)}. \quad (8.30)$$

По исследованиям ИГД Минметаллургии [66] емкость усреднительного склада определяется по выражению

$$Q_{\text{скл}} = T_{\text{сх}} q_c \sqrt{1/(1-\eta)^2}. \quad (8.31)$$

Емкость склада, обеспечивающая выравнивание объемов добычи;

$$Q_{\text{скл}} = T_{\text{сг}} q_c \sqrt{1/(1-\eta)^2}, \quad (8.32)$$

где $T_c = 2 / \sqrt{1 - r_{\text{сх}}}$ - период однозначных отклонений сменных показателей качества от среднего планового уровня; $T_{\text{сг}} = 2 / \sqrt{1 - r_{\text{сг}}}$ - период однозначных отклонений сменных объемов добычи от среднего планового уровня; $r_{\text{сх}}$ и $r_{\text{сг}}$ - коэффициент взаимной корреляции содержания усредняемого компонента в смежных сменных пробах и для сменных объемов добычи; q_c - сменный плановый объем добычи; η - плановый коэффициент усреднения; $\eta_v = 1 - \sigma_{v_0} / \sigma_{v_0}$ - плановый коэффициент усреднения объемов сменной добычи; σ_{v_0} - допустимое по условиям ритмичности среднеквадратическое отклонение объемов сменной добычи; σ_{v_0} - среднеквадратическое фактическое отклонение сменных объемов добычи от среднего уровня.

В период проектирования емкость усреднительного склада реко-

мендует [56] определять по формуле

$$Q_{\text{скл}} = 3q_0 T \sqrt{(3\sigma_n)^2 / \sigma_1^2}, \quad (8.33)$$

где $q_0 = \frac{4}{3} \pi \ell^3 \gamma$ - количество руды, надежно представляемое интервальной пробой; ℓ - расстояние между пробами, м; γ - плотность полезного ископаемого; $T = 2 / \sqrt{1 - \gamma_0^2}$ - средняя продолжительность однозначных отклонений качества от среднего уровня, выраженная через количество интервальных проб; γ_0 - коэффициент корреляции проб, расположенных одна от другой на расстоянии радиуса надежной представительности; σ_n - среднеквадратическое отклонение показателей неусредненного полезного ископаемого; σ_1 - среднеквадратическое отклонение показателей усредненного сырья (заданное потребителем).

На разрезе "Восточный" ПО "Экибастузуголь" внедрена поточная технология добычи угля роторными экскаваторами. Обработка залежи осуществляется четырьмя независимыми комплексами непрерывного действия, в состав каждого из которых входят роторный экскаватор, забойный перегружатель, забойный, соединительный и подъемный конвейеры [60].

Уголь из любого экскаватора по забойным, соединительным и подъемным 1-4 (рис.8.7) конвейерам подается на усреднительно-погрузочный комплекс на любой из четырех угольных складов. На усреднительно-погрузочном комплексе используются два комплекса усреднительного оборудования фирмы "Везерхютте" (ФРГ) и два комплекса фирмы "Италинпьянти" (Италия), имеющие примерно равноценное и конструктивно схожее оборудование.

Уголь с подъемных конвейеров поступает на магистральные 5,6 и распределительные 7,8,9,10, затем на распределительные передвижные конвейеры 11,12 усреднительного комплекса для подачи на склад или непосредственно на пункт погрузки угля 13 П-4В конструкции УкрНИИпроекта, либо на пункт погрузки внутренней вскрыши 14. Передвижные погрузочные угольные конвейеры могут подавать уголь через один из приемных конвейеров 15,16,17 и 18 на пункт погрузки угля 13 или вскрыши 14, что позволяет эффективно управлять качеством угля. Усредненный уголь со склада поступает по конвейерам 19, а затем по соответствующему конвейеру 15,16,17 или 18 на пункт погрузки угля в вагоны (рис.8.7).

Каждый усреднительный комплекс имеет штабелеукладчик 2 (рис. 8.8), который, перемещаясь по рельсам с определенной скоростью, производит отсыпку подаваемого конвейером 1 угля в штабель 3 ем-

костью 30 тыс. т) шевронным способом. Подъем стрелы штабелеукладчика при отсыпке штабеля регулируется специальным датчиком (каждая ступень подъема составляет 500 мм), что позволяет отсыпать штабель с минимальным пылеобразованием. Высота отсыпки штабеля до 14,5 м. На каждом угольном складе имеется по два штабеля: в один штабель уголь подается, а из другого отгружается.

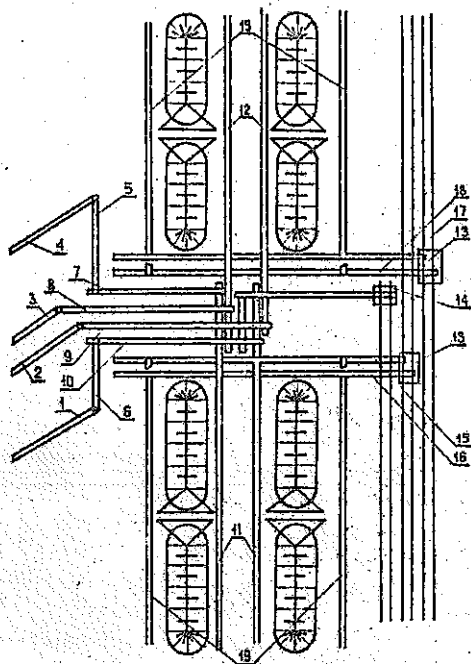


Рис.8.7. Схема усреднительно-погрузочного комплекса на разрезе "Восточный"

Отгрузка угля из штабеля осуществляется барабанной усреднительной машиной 4, оснащенной с двух сторон решеткой, перекрывающей поверхность штабеля. Пальцы решетки внедряются в штабель и при возвратно-поступательном движении обеспечивают регулируемое перемещение угля со всей площади забоя к погрузочному барабану. Этим достигается одновременный отбор угля со всей поверхности штабеля. Из ковшей уголь высыпается в кольцевой желоб и подается на конвейер 5.

Переключение направления вращения барабана позволяет забирать

уголь из штабеля в двух направлениях. Для этого ковши, расположенные на поверхности барабана, оснащены клапанами, которые под действием давления материала устанавливаются в том или ином положении.

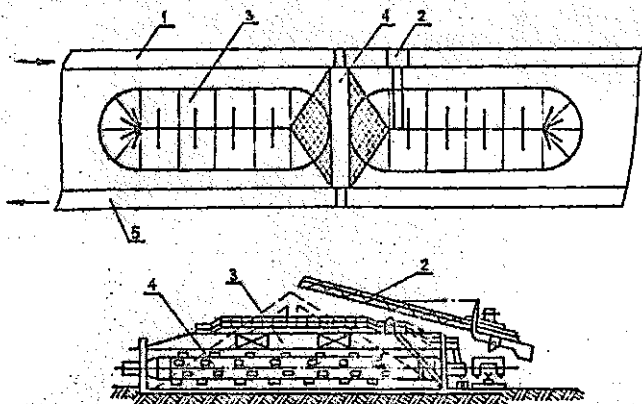


Рис.8.8. Схема штабельного склада с усреднительной машиной барабанного типа

Штабелеукладчик и барабанная машина могут работать в автоматическом режиме, при этом производительность достигает 6000 т/ч и 4000 т/ч соответственно.

Проведенные промышленные испытания подтвердили проектную производительность всех технологических звеньев добычных и усреднительных комплексов. Коэффициент усреднения достигает 20.

Сжигание усредненного по качеству угля с разреза "Восточный" на Экибастузской ГРЭС-1 объемом более 50% общего объема потребления позволило отладить режимы работы энергоблоков, снизить затраты на выработку электроэнергии на 16%, уменьшить потребление мазута за этот период в 1,6 раза, сократить число растопок котлов в 1,5 раза и уменьшить удельный расход топлива на выработку 1 кВт·ч электроэнергии [51].

Учитывая высокую эффективность и перспективность поточной технологии, предложен ряд новых технологических решений по стабилизации качества угля путем перегрузки потока с одного конвейера на другой с одновременным продольным или поперечным сдвигом части потока [46, 58]. Сплошной поток угля при этом разделяется на два,

один из которых задерживается на некоторое время, после чего оба потока вновь соединяются, как это показано на рис.8.9а. При перегрузке угольного потока с конвейера на конвейер рассекатель делит поток угля на два: один продолжает движение по магистральному конвейеру, второй проходит по вспомогательному конвейеру и перегружается на этот же конвейер [46].

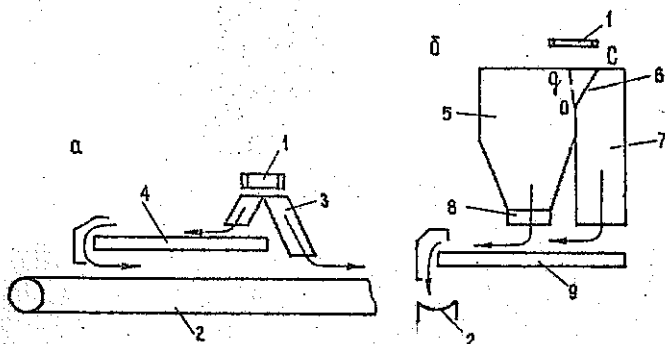


Рис.8.9. Продольный сдвиг части потока питателем (а) и в бункере (б): 1 - конвейер; 2 - магистральный конвейер; 3 - распределительные желоба; 4 - вспомогательный конвейер; 5 - бункер; 6 - заслонка-регулятор; 7 - желоб; 8 - питатель; 9 - сборочный конвейер

Величина продольного сдвига определяется по формуле

$$L_c = v_k \left[\frac{l_n (1 - K_n)}{v_n K_n} + \frac{l_n}{v_k} \right], \quad (8.34)$$

где L_c - продольный сдвиг, м; v_k - скорость движения ленты конвейера, м/с; l_n и v_n - соответственно длина, м, и скорость подачи вспомогательным конвейером, м/с; K_n - часть потока, приходящаяся на вспомогательный конвейер.

Продольный сдвиг можно осуществить и при помощи установки [46], показанной на рис.8.9б. Для этого при наполнении бункера шибберная заслонка устанавливается из положения О-С в положение О-Д и делит поток на две части. При этом часть потока от конвейера поступает в бункер, другая через прямоточную воронку попадает на питатель. Из бункера уголь также поступает на питатель через уп-

равляемый затвор. Последний выпускает уголь в таком объеме, в каком он поступает с конвейера. Совмещенный угольный поток питателем подается на магистральный конвейер.

Величина сдвига при этом будет пропорциональна объему угля в бункере

$$L_c = \frac{V_b(1 - K_b)}{F K_b}, \quad (8.35)$$

где V_b — объем угля в бункере, m^3 ; K_b — часть потока, приходящаяся на бункер; F — площадь сечения грузопотока, поступающего от управляемого затвора, m^2 .

Продольный сдвиг позволяет управлять процессом выравнивания качества угля путем изменения длины сдвига, обеспечиваемого регулированием скорости подачи U_b вспомогательным конвейером или из бункера V_b и приходящихся на них частей потока K_b (K_c).

Предложен также способ усреднения угля методом поперечного сдвига потока, позволяющий повысить эффективность усреднения за счет обеспечения равномерности качества и производительности потока усредняемого материала.

Способ осуществляется следующим образом [58]. Перемещаемую конвейером 1 (рис.8.10) массу сыпучего материала подает в промежуточный бункер 2, при выпуске из которого материал 3 равномерным потоком транспортируется конвейером 4. Если в исходном потоке 3 нет отклонений качества полезного ископаемого от заданного, он подается непосредственно на сборочный конвейер 5. При отклонении значения контролируемого показателя качества в исходном потоке датчик 6 качества, расположенный под несущей ветвью конвейера 4, подает сигнал на ЭВМ 15, которая на основе данных о качестве материала и производительности исходного потока, а также качества и количества материала в бункере 7 или 8, рассчитывает и подает команду на механизм 14 (рис.8.11), который поворачивает жесткую крестовину 9 относительно горизонтальной оси 10 на такой угол, что наклонный желоб 11 отсекает от исходного потока часть и направляет его, например, в бункер 8 с материалом одного диапазона качества. Одновременно посредством рычага 12 открывает затвор 13 другого бункера 7 и добавляют из него к исходному потоку поток с материалом противоположного диапазона качества, равный по производительности отсекаемому потоку. При этом производительности отсекаемого и подаваемого из накопительного бункера потоков опреде-

ляются по формуле

$$Q_{от}(t) = \frac{Q_{и}(t) \Delta \alpha}{\alpha_{и}(t) - \tilde{\alpha}_{б,2}(t)}, \quad (8.36)$$

где $Q_{от}(t)$ - производительность отсекаемого потока, $м^3/ч$; $Q_{и}(t)$ - производительность исходного потока, $м^3/ч$; $\Delta \alpha$ - отклонения значения показателя качества сыпучего материала в исходном потоке от заданного, %; $\alpha_{и}(t)$ - текущее значение показателя качества сыпучего материала в исходном потоке, %; $\tilde{\alpha}_{б,2}(t)$ - средний показатель качества сыпучего материала в одном из бункеров на данный момент.

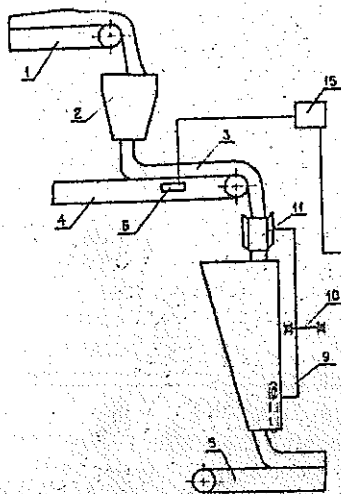


Рис. 8.10. Общая схема устройства для усреднения угля

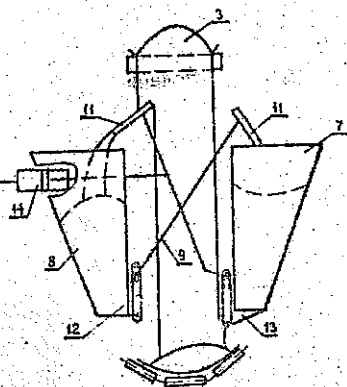


Рис. 8.11. Узел разделения исходного потока по бункерам при отклонении показателя качества угля от заданного

Изменение среднего показателя качества за какой-либо период времени Δt определяется по формуле

$$\tilde{\alpha}_{б,2}(t) = \frac{\tilde{\alpha}_{б,2}(t-\Delta t) Q_{б,2}(t-\Delta t) + \alpha_{и}(t-\Delta t) Q_{от}(t-\Delta t) \Delta t}{Q_{б,2}(t-\Delta t) + Q_{от}(t-\Delta t)}, \quad (8.37)$$

где $\tilde{\alpha}_{б,2}(t-\Delta t)$ и $\alpha_{и}(t-\Delta t)$ - среднее значение качества сыпучего материала соответственно в начале и конце периода Δt ; $Q_{б,2}(t-\Delta t)$ -

количество сыпучего материала в каком-либо бункере в начальный период времени; Δt — период времени, в течение которого не происходило изменение качества исходного материала.

Таким образом, предложенный способ усреднения позволяет учитывать изменения качества материала не только в исходном потоке, но и в бункерах.

Результаты моделирования показывают, что среднеквадратические отклонения качества в усредненном потоке снижаются на 52%.

9. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА УГОЛЬНОЙ ПРОДУКЦИИ

9.1. Хозрасчетный экономический эффект

Хозрасчетный экономический эффект научно-технических мероприятий угледобывающего предприятия выражается согласно методике ЦНИЭУголь [61] в форме прибыли или дохода, оставшихся в распоряжении данного предприятия, и определяется по формуле

$$\Pi_t = P_t - C_t - Q_t \quad (9.1)$$

или

$$D_t = P_t - M_t - Q_t, \quad (9.2)$$

где Π_t и D_t — соответственно остаточная прибыль и хозрасчетный доход предприятия в году t , руб.; P_t — выручка предприятия от реализации продукции в результате хозяйственной деятельности, рассчитанная по оптовым, договорным или расчетным ценам, руб.; C_t , M_t — соответственно себестоимость конечной продукции и материальные, и приравненные к ним затраты (себестоимость без полной заработной платы) на производство конечной продукции предприятия в году t , руб.; Q_t — выплаты в году t из балансовой прибыли (дохода) предприятия или организации, включающие установленные платежи и отчисления, руб.

Хозрасчетный экономический эффект отдельного мероприятия выражается в приросте к базовому году остаточной прибыли $\Delta \Pi_t$ или хозрасчетного дохода ΔD_t от использования этого мероприятия.

При этом прирост прибыли или дохода рассчитывается как непосредственно на объекте (рабочем месте, уступе, участке) осуществления научно-технического мероприятия, так и на сопряженных объектах и на предприятии в целом, где проявляется непосредственное влияние оцениваемого мероприятия.

В общем виде прирост прибыли (дохода) от осуществления в t -ом году научно-технических мероприятий определяется по формулам

$$\Delta \Pi_t = \Delta P_t + \Delta C_t - \Delta Q_t, \quad (9.3)$$

$$\Delta \Pi_t = \Delta P_t + \Delta M_t - \Delta Q_t, \quad (9.4)$$

где ΔP_t - суммарный прирост стоимости конечной продукции, получаемой в t -ом году в результате осуществления мероприятия, руб.; ΔC_t - суммарная экономия по себестоимости от осуществления мероприятий в t -ом году, руб.; ΔQ_t - прирост выплат в году t из балансовой прибыли (дохода), полученной от осуществления мероприятия, руб.; ΔM - суммарная экономия материальных и приравненных к ним ресурсов от осуществления мероприятия в t -ом году, руб.

Хозрасчетный экономический эффект определяется за расчетный период времени T , в качестве которого принимается: при формировании долгосрочных пятилетних и годовых планов - планируемые периоды; при выборе альтернативных вариантов развития горных работ - время отработки запасов (блока, горизонта, участка); при оценке эффективности новой техники - время ее использования до морального износа, но не более 5 лет; при установлении договорных цен на научно-техническую продукцию - срок использования разработки, но не более 5 лет; при оценке фактических показателей по итогам года - отчетный год.

Эффект от реализации мероприятия за расчетный период T определяется по формулам

$$\Delta \Pi_T = \sum_{t=t_n}^{t_k} \Delta P_t, \quad (9.5)$$

$$\Delta \Pi_T = \sum_{t=t_n}^{t_k} \Delta \Pi_t, \quad (9.6)$$

где ΔP_t и $\Delta \Pi_t$ - прирост соответственно остаточной прибыли или дохода в году t , руб.; t_n и t_k - начальный и конечный годы расчетного периода T .

В общем виде прирост реализационной стоимости продукции от осуществления в t -ом году научно-технического мероприятия на любом объекте определяется по формуле

$$\Delta P_t = \Delta P_t^o + \Delta P_t^k, \quad (9.7)$$

где ΔP_t^o и ΔP_t^k - прирост реализационной стоимости от изменения соответственно объема и качества каждого вида конечной продукции, руб.

Прирост реализационной стоимости от изменения объема добычи (ΔP_i^0) определяется из выражения

$$\Delta P_i^0 = (V_t - V_0) C_t, \quad (9.8)$$

где V_t и V_0 - объем добычи соответственно в t -ом году (учитывающий ее прирост только за счет данного мероприятия) и в базовом году, т; C_t - цена рядового угля по разрезу при зольности t -го года, руб./т.

9.2. Оценка эффективности мероприятий по повышению качества угля

Прирост реализационной стоимости за счет мероприятий по улучшению качества угля (ΔP_i^K) определяется следующим образом.

А. При изменении зольности угля.

Если уголь отгружается по фактическому весу, то эффект от реализации определяется исходя из изменения преysкурантной стоимости угля (горной массы) в результате снижения зольности за счет проведенного мероприятия по формуле

$$\Delta P_i^{Kn} = (C_{it} - C_{i0}) V_i, \quad (9.9)$$

где C_{it} и C_{i0} - оптовая цена реализации i т добытого угля из i -го пласта сложного строения в расчетном t -ом и базовом году соответственно, руб.; V_i - объем добычи из i -го пласта сложного строения в расчетном году, т.

Оптовая цена реализации i т рядового угля рассчитывается по выражению [61]

$$C_i = C_{ip} + (A_{ip} - A_{i0}) K_n C_{ip}, \quad (9.10)$$

где C_{ip} - преysкурантная цена рядового угля, добытого из i -го пласта, руб./т; A_{ip} - зольность угля из i -го пласта, соответствующая оптовой цене по преysкуранту [33], %; A_{i0} - фактическая зольность угля, добываемого из i -го пласта, %; K_n - коэффициент скидки (надбавки) к цене за отклонение зольности от преysкурантной нормы по золе ($K_n = 0,025$) [33].

При разработке i -го пласта сложного строения фактическая зольность угля A_{i0} определяется по формуле

$$A_{i0} = \frac{A_n \sum m_n + A_u \sum m_u}{m_{in}}, \quad (9.11)$$

где A_n - средняя зольность породных прослоев пласта, %; A_u - средняя зольность чистых пачек угля пласта, %; $\sum m_n$ - суммарная

мощность породных прослоев, отрабатываемых совместно с угольными пачками, м; $\sum m_{\text{ч}}$ - суммарная мощность угольных пачек в пласте, м; $m_{\text{пл}}$ - мощность угольного пласта, м.

Но так как $\sum m_{\text{п}} = m_{\text{пл}} - \sum m_{\text{ч}} - \sum m_{\text{пр}}$, то выражение (9.11) примет вид

$$A_{\text{ф}} = A_{\text{и}} - \frac{\sum m_{\text{ч}}(A_{\text{п}} - A_{\text{ч}}) + A_{\text{п}} \sum m_{\text{пр}}}{m_{\text{пл}}}, \quad (9.12)$$

где $\sum m_{\text{пр}}$ - суммарная мощность породных прослоев, вынимаемых раздельно от угольных пачек, м.

Эффект от реализации можно определить либо непосредственно по рабочему месту, где внедряется мероприятие (забой, участок), либо по разрезу в целом.

Пример расчета. Определить экономический эффект за счет повышения качества добываемого угля из пластов сложного строения.

На разрезе "Черниговский" разрабатывается пласт Подволжковский-I сложного строения с маркой угля СС. Мощность пласта $m_{\text{пл}} = 6$ м, мощность чистых угольных пачек $\sum m_{\text{ч}} = 4$ м. До выполнения научно-технических мероприятий общая мощность раздельно извлекаемых породных прослоев $m_{\text{пр}}^{\text{до}} = 0,5$ м, после внедрения мероприятий $m_{\text{пр}}^{\text{после}} = 0,9$ м, зольность породных прослоев $A_{\text{п}} = 70\%$, зольность угольных пачек $A_{\text{ч}} = 10\%$. Добыча угля из пласта $V = 100$ тыс. т. Прейскурантная цена 1 т рядового угля марки СС $C_{\text{пр}} = 25,75$ руб. [33], зольность угля, соответствующая прејскурантной цене, $A_{\text{пр}} = 19,1\%$.

Фактическая зольность добываемого угля в базовом варианте определится по выражению (9.12)

$$A_{\text{б}} = 70 - \frac{4(70 - 10) + 70 \cdot 0,5}{6} = 24,1\%.$$

Фактическая зольность после выполнения мероприятия составит

$$A_{\text{т}} = 70 - \frac{4(70 - 10) + 70 \cdot 0,9}{6} = 19,5\%.$$

Оптовая цена реализации 1 т рядового угля при базовом варианте:

$$C_{\text{б}} = 25,75 + (19,1 - 24,1) 0,025 \cdot 25,75 = 25,75 - 3,22 = 22,53 \text{ руб.}$$

Оптовая цена реализации 1 т рядового угля при новом варианте:

$$C_{\text{т}} = 25,75 + (19,1 - 19,5) 0,025 \cdot 25,75 = 25,75 - 0,26 = 25,49 \text{ руб.}$$

Тогда экономический эффект, достигаемый за счет повышения качества угля, добываемого из пласта сложного строения, вследствие уменьшения объема присекаемых вскрышных пород в процессе выемки,

определяется по формуле (9.9)

$$\Delta P_t^{(n)} = (25,49 - 22,53) \cdot 100000 = 296 \text{ тыс.руб.}$$

При отгрузке угля потребителям по приведенному весу эффект от реализации определяется по приросту учтенной добычи. При этом расчетная цена принимается по преysкуранту с учетом корректировки на норму зольности, установленную разрезу по техническим условиям.

Расчет в этом случае ведется по формуле [61]

$$\Delta P_t^{(n)} = K_c V_b (A_b - A_t) C_n, \quad (9.13)$$

где K_c - коэффициент скидки с веса добычи за превышение зольности сверх установленной нормы по техническим условиям (2% за 1%) $K_c = 0,02$; A_b - зольность горной массы в базовом году (до проведения мероприятия), %; A_t - зольность горной массы в t -ом году (после проведения мероприятия), %; C_n - расчетная цена рядового угля при установленной норме зольности по техническим условиям, руб./т;

$$C_n = C_p + K_n (A_{np} - A_n) C_{np}, \quad (9.14)$$

где C_p , C_{np} - расчетная и оптовая преysкурантная цена рядового угля данной марки, руб./т; A_{np} - преysкурантная норма по золе, %; A_n - установленная разрезу норма зольности по техническим условиям, %.

Эффект, как и в предыдущем случае, может определяться по рабочему месту или разрезу в целом.

Б. При изменении сортности угля.

Для оценки прироста по реализации за счет мероприятий, улучшающих сортность энергетических углей, необходимо иметь данные рассева до и после проведения мероприятия (в базовом и t -ом планируемом или отчетном годах). При этом необходимо убедиться, что изменение показателей произошло только за счет планируемого мероприятия. Сравнение показателей товарных продуктов обогащения может быть допущено в том случае, если обогатительная фабрика обогащает угли одного предприятия.

Возможно также использовать результаты рассева на рабочем месте, где проведено мероприятие (например, на угольном складе). При этом следует учесть измельчение угля в транспортной цепи до потребителя.

Расчет стоимости любого j -го класса с учетом его выхода из I т угля в базовом и t -ом годах (C_j) при базовой зольности выполняется по формуле [61]

$$C_j = [C_{pj} + K_n (A_{npj} - A_{nj}) C_{nj}] \gamma_j, \quad (9.15)$$

где C_{pj} и $C_{пj}$ - расчетная и оптовая цены j -го класса, руб./т; $A_{пj}$ - преискурантная расчетная зольность j -го класса, %; $A_{бз}$ - зольность j -го класса в базовом году, %; V_j - выход j -го класса в базовом или t -ом годах, доли ед.

Эффект по реализации от изменения выхода V_b -го сорта определяется по формуле

$$\Delta P_{jt}^{k(c)} = (C_{jt} - C_{jb}) V_b, \quad (9.16)$$

где C_{jt} и C_{jb} - определяются по формуле (9.16); V_b - объем всего угля, разделяемого по сортам, в базовом году, т.

Суммарный эффект по реализации от изменения сортности всего добываемого угля ($\Delta P_t^{k(c)}$) определяется из выражения

$$\Delta P_t^{k(c)} = \sum_{j=1}^n \Delta P_j^{k(c)}, \quad (9.17)$$

где $j = 1, \dots, n$ - количество j -ых сортов.

9.3. Методика экономической оценки результатов усреднения

Эффективность технологии усреднения полезного ископаемого оценивается путем сравнения экономических показателей или результатов усреднения (показателей эффективности усреднения, коэффициентов усреднения, амплитуд отклонения зольности угля относительно нормативной и т.д.).

Сравнительная экономическая оценка применима только при равных значениях результатов усреднения и является методически некорректной для сравнения вариантов, в которых могут быть получены различные степени однородности угля. Рациональным может быть как вариант, требующий больших затрат, но позволяющий получить практически однородное топливо, так и вариант технологии, позволяющий получить малую степень усреднения при минимальных затратах. При сравнении же вариантов по эффективности усреднения не учитываются экономические показатели выбранной технологии.

На основании результатов исследований, выполненных в УралВТИ, а также под руководством Н.С.Буктукова [59, 60], предлагается определять экономическую эффективность анализируемой технологии усреднения для энергетических углей как разницу экономического эффекта, получаемого на электростанции от использования однородного топлива, и затрат на усреднение:

$$Э_{\text{уср}} = Э_{\text{одн}} - З_{\text{уср}}, \quad (9.18)$$

где $Э_{\text{уср}}$ - экономический эффект от усреднения, руб./т; $Э_{\text{одн}}$ - экономический эффект, получаемый на электростанции от использования однородного топлива, руб./т; $З_{\text{уср}}$ - затраты на усреднение, руб./т.

Экономический эффект, получаемый на электростанции от использования однородного по зольности топлива можно определить по выражению

$$Э_{\text{одн}} = \frac{З_{\text{неодн}} - З_{\text{одн}}}{\lambda_{\text{ср}}}, \quad (9.19)$$

где $З_{\text{неодн}}$ - затраты на получение 1 кВт·ч электроэнергии при неоднородном по зольности топливе, руб./кВт·ч; $З_{\text{одн}}$ - то же при однородном топливе, руб./кВт·ч; $\lambda_{\text{ср}}$ - удельный расход при данной средней зольности, т/кВт·ч.

Затраты на получение 1 кВт·ч электроэнергии определяются в зависимости от удельного расхода топлива, надежности работы оборудования и т.д., которые в свою очередь находятся в зависимости от амплитуды колебания зольности угля [59]

$$З = \alpha + \rho \lambda, \quad (9.20)$$

$$\lambda = a + b\sigma + c\sigma^2, \quad (9.21)$$

где $З$ - затраты на получение 1 кВт·ч электроэнергии, руб./кВт·ч; λ - удельный расход топлива в зависимости от колебаний качества угля, т/кВт·ч; σ - среднеквадратическое отклонение зольности угля, %.

Коэффициенты α , ρ , a , b и c определяются на основании корреляционного анализа в условиях конкретной электростанции и в зависимости от качества потребляемого топлива.

После преобразований выражения (9.18) примет вид

$$Э_{\text{уср}} = \frac{\rho}{\lambda_{\text{ср}}} (\sigma_{\text{н}} - \sigma_{\text{у}}) [b + c(\sigma_{\text{н}} + \sigma_{\text{у}})] - З_{\text{уср}}, \quad (9.22)$$

где $\sigma_{\text{н}}$, $\sigma_{\text{у}}$ - среднеквадратическое отклонение зольности соответственно до и после усреднения, %.

При решении задачи выбора рациональной технологии усреднения по выражению (9.22) принимается вариант, позволяющий получить максимальный экономический эффект. При равных значениях $Э_{\text{уср}}$ для различных вариантов выбирается тот, при котором получают более однородное топливо.

Экономический эффект от снижения удельного расхода усредненного по качеству топлива на получение электроэнергии определяется

по данным УралВИИ по формуле

$$Э_{\text{зд}} = 0,275 \cdot 10^{-4} (\Theta_{\text{н}}^6 - \Theta_{\text{з}}^6) \text{Цп}, \quad (9.23)$$

где Ц - цена 1 т угля; руб.; η - количество энергоблоков.

Однородность качественного состава угля позволяет также увеличить срок службы поверхности нагрева; уменьшить расход воздуха, подаваемого в топку; сократить выбросы золы; повысить безопасность эксплуатации оборудования.

Повышение качества угля, его однородности позволяет также значительно снизить воздействие обогатительных фабрик и тепловых электростанций на окружающую среду.

9.4. Экономический ущерб от потерь угля в недрах

Экономический ущерб от потерь угля в недрах $У_{\text{пз}}$ определяется разницей величин экономической оценки запасов по вариантам мероприятий, обеспечивающих полную или частичную отработку запасов участка, поля или месторождения в целом.

Величина экономической оценки запасов в недрах $R_{\text{зап}}$ определяется по формуле [61]

$$R_{\text{зап}} = \sum_{t=1}^{T_i} (Z_{it} - S_{it}) V_{it} \alpha_t, \quad (9.24)$$

где T_i - период извлечения запасов по i -му варианту, лет; Z_{it} - ценность готовой продукции, включая все попутные компоненты, в замыкающих затратах по i -му варианту в t -ом году, руб./т у.т.; S_{it} - сумма капитальных и эксплуатационных затрат на получение конечной продукции из оцениваемых запасов по i -му варианту в t -ом году, руб./т у.т.; V_{it} - годовой объем конечной продукции в t -ом году по i -му варианту, т у.т.; α_t - коэффициент приведения разновременных затрат и результатов к расчетному году (коэффициент дисконтирования);

$$\alpha_t = (1 + E_{\text{нп}})^{t_0 - t}, \quad (9.25)$$

где $E_{\text{нп}}$ - норматив приведения разновременных затрат и результатов, численно равный нормативу эффективности капитальных вложений ($E_{\text{нп}} = 0,1$); t - расчетный год; t_0 - год, затраты и результаты которого приводятся к расчетному году.

Значения α_t приведены в таблице 9.1.

Таблица 9.1

Значения α_t

Число лет, предшествующих расчетному году	α_t	Число лет, следующих за расчетным годом	α_t	Число лет, следующих за расчетным годом	α_t
10	2,5937	1	0,9091	11	0,3505
9	2,3579	2	0,8264	12	0,3166
8	2,1436	3	0,7513	13	0,2897
7	1,9467	4	0,6830	14	0,2633
6	1,7716	5	0,6209	15	0,2394
5	1,6105	6	0,5645	20	0,1486
4	1,4641	7	0,5132	25	0,0923
3	1,3310	8	0,4665	30	0,0573
2	1,2100	9	0,4241	40	0,0221
1	1,1000	10	0,3855	50	0,0065
0	1,0000				

Пример расчета. Определить экономический ущерб от потерь запасов угля в недрах при двух вариантах систем отработки участка месторождения.

Промышленные запасы, намечаемые к разработке участком разреза "Моховский", составляют 14 млн.т. Начало разработки - 1993 год, планируемая годовая добыча - 1,5 млн.т, уголь марки Д.

Сравниваются два варианта систем разработки. Первый вариант характеризуется затратами 22 руб./т и потерями запасов 0,5 млн.т, второй вариант более дешевый - с затратами 21 руб./т, но потери запасов составят 5 млн.т.

По первому варианту срок отработки запасов составит

$$T_{\text{пер}} = \frac{14 - 0,5}{1,5} = 9 \text{ лет},$$

а по второму

$$T_{\text{втор}} = \frac{14 - 5}{1,5} = 6 \text{ лет}.$$

Экономическая оценка разрабатываемых запасов угля определяется по формуле (9.24) и составит по вариантам:

$$R'_{\text{зап}} = (25,2 - 22) \cdot 1,5 \cdot 10^6 (1 + 0,9091 + 0,8264 + 0,7513 + 0,6830 + 0,6209 + 0,5645 + 0,5132 + 0,4665^*) = 4,8 \cdot 10^6 \cdot 6,3349 = 30,4 \text{ млн.руб.}$$

$$R_{\text{зан}}^2 = (25,2 - 21) \cdot 1,5 \cdot 10^6 (1 + 0,9091 + 0,8264 + 0,7513 + 0,6830 + 0,6209) = 6,3 \cdot 10^6 \cdot 4,7907 = 29,6 \text{ млн.руб.}$$

Цифры в скобках - соответствующие коэффициенты дисконтирования.

Экономическая оценка запасов по I варианту выше, что свидетельствует об эффективности осуществления отработки участка месторождения по I варианту. Экономический ущерб от потерь запасов в недрах по 2 варианту перекрыл экономию затрат на отработку по этому варианту на величину:

$$У_{\text{пз}} = 30,4 - 29,6 = 0,8 \text{ млн.руб.}$$

Вопросам повышения качества продукции в настоящее время уделяется большое внимание во всех отраслях народного хозяйства — для удовлетворения потребности в продукции повышение ее качества, как правило, равносильно увеличению количества.

Управление качеством угля имеет характерные особенности по сравнению с другими видами продукции. Если качество многих изделий можно улучшать постоянно путем повышения надежности, долговечности, внешнего вида и т.д., то основные показатели качества угледобывающих и перерабатывающих предприятий не могут быть лучше природных.

Большинство месторождений Кузнецкого бассейна, отрабатываемых открытым способом, имеет очень высокое природное качество углей. На разрезах центрального Кузбасса средняя зольность утвержденных балансовых запасов не превышает 6,5%, а в целом по концерну "Кузбассразрезуголь" в последние годы она находится в пределах 10–11%. При этом зольность отгружаемого потребителям топлива в среднем по концерну "Кузбассразрезуголь" составляет около 15%, а на разрезах им. 50-летия Октября, им. Вахрушева, "Краснобродский", "Новосергеевский" и ряде других не превышает 8%. Положение с качеством не является критическим, но тенденции его изменения неблагоприятны — за последние десять лет зольность отгружаемого топлива увеличилась с 12,3% до 15,1%, абсолютные объемы рассортировки практически не изменились, а относительные сократились с 29% до 26%.

Горно-геологические условия ведения горных работ представляют значительную сложность для существующей техники и технологии в плане обеспечения качественного извлечения угля при высокой производительности оборудования. Это обусловлено строением пластов, изменением в широких пределах углов падения и мощности. Применение в этих условиях существующих способов и средств не всегда целесообразно из-за высокого уровня потерь полезного ископаемого и низкого качества добываемого угля.

Разрезы южной части Кузнецкого бассейна отличаются относительно высоким содержанием в пластах породных прослоев мощностью до 0,2 м, которые не могут быть извлечены селективно. Поскольку засорение вмещающими породами невелико, то основным направлением повышения качества угля является увеличение объемов обогащения.

Запасы разрезов центрального Кузбасса представлены в основном простыми малозольными пластами. Засорение происходит главным обра-

зом в результате присечки вмещающих пород при выемке большого числа маломощных пластов. Хорошее качество добываемого угля зольностью 7-11% достигается, в частности, за счет неполной выемки трудноизвлекаемых запасов.

Засорение угля на разрезах "Иедровский" и "Черниговский" связано с наличием крупных породных прослоев и присечкой вмещающих пород. Наличие при разрезах обогатительных фабрик привело к тому, что даже крупные породные прослои мощностью 0,7-1,2 м извлекаются совместно с углем.

Коэффициент засорения добываемого угля породой в среднем по разрезам концерна "Кузбассразрезуголь" составляет 6,5-7,0%. Из них около 4% - это порода из прослоев, которые технически возможно извлечь селективно, и порода междупластий. Это свидетельствует о том, что резервы повышения качества добываемого угля за счет совершенствования технологии выемки довольно велики. Одним из них является раздельная разработка пластов, основанная на слоевой выемке.

Возможность реализации раздельной послойной разработки пластов зависит от правильного выбора выемочного оборудования, которое должно соответствовать параметрам и условиям залегания пластов. При разнообразных углах падения пластов наиболее целесообразно использовать гидравлические экскаваторы, которые в состоянии обеспечить большую длину пути прямолинейного движения ковша экскаватора вдоль породопородных контактов и, следовательно, качество отделения угля от породы. Это не означает, что механические лопаты исчерпали свои технологические возможности. Условием их эффективного применения является правильный выбор высоты уступа как наиболее важного элемента системы разработки, который оказывает большое влияние на проведение раздельной выемки пластов, производительность экскаватора и другие технико-экономические показатели. Поэтому выбор основных параметров забоя должен осуществляться таким образом, чтобы повышение качества добываемого угля и снижение его потерь компенсировали отрицательное влияние снижения высоты уступа.

Отличительной чертой месторождений Кузбасса, отрабатываемых открытым способом, является наличие большого числа маломощных пластов, извлечение которых при углублении горных работ и быстром росте мощности основного горнотранспортного оборудования все более осложняется. В последние годы в погашаемых запасах угля доля маломощных пластов в целом по концерну составляет 20-22%, а на разре-

зах центрального Кузбасса, где природные показатели качества наиболее высоки, она достигает 33%. В таких условиях качество добываемого угля существенно зависит от полноты извлечения балансовых запасов — снижение объемов теряемого угля неизбежно сопровождается ухудшением качества добычи. Для устранения этого противоречия необходимо определение оптимальных нормативов засорения и эксплуатационных потерь, а также обоснованная уязка кондиционности пластов с качеством угля.

Обогащение угля является одним из наиболее действенных путей повышения его качества. В настоящее время непосредственно на разрезах обогащается около 10 млн. т угля с исходной зольностью 23,1% и производится 8 млн. т концентрата со средней зольностью 16,7%. Снижение зольности для различных исходных углей и способов обогащения составляет от 3% до 30%. Однако это еще не дает основания считать, что обогащение в состоянии полностью решить проблему качества угля. Во-первых, обогатительные мощности на разрезах используются фактически для увеличения объемов производства путем сокращения потерь, вовлечения в разработку некондиционных запасов и геологических нарушений и т.д. Поэтому среднее качество реализуемого угля не только не улучшается, но в ряде случаев и становится хуже. Во-вторых, при отсутствии утвержденных и контролируемых требований к качеству поступающего на обогащение угля нередко не выполняются условия экономической целесообразности обогащения. Вопрос об использовании этого средства для снижения зольности угля должен решаться совместно с нормированием потерь и засорения на основе оптимизации добычи и переработки угля.

Наличие обогатительных мощностей на разрезах расширяет технологические возможности оборудования — наряду с традиционным селективным способом выемки можно применять различные технологические варианты раздельно-валового и валового способов. Поэтому обогащение не только не снимает задачу совершенствования технологических схем, но значительно расширяет и усложняет ее.

В настоящее время в отрасли практически отсутствуют обоснованные нормативы засорения добываемого открытым способом угля. Утвержденные Минуглепромом СССР методика и инструкция не учитывают многих нормообразующих факторов и поэтому не выполняют своей роли по ускорению внедрения научно-технических новшеств, совершенствованию технологии и производству угля высокого качества.

Сложное строение угольных пластов, высокая изменчивость при-

родных качественных характеристик угля и несоответствие технологических параметров применяемого выемочно-погрузочного оборудования условиям разработки на разрезах Кузбасса приводят к значительным колебаниям качества отгружаемого потребителю угля.

Поэтому перед разрезами отрасли встает важная народнохозяйственная задача управления качеством угля, его стабильностью, что позволяет не только удовлетворить технологические и экономические требования потребителей как на внутреннем, так и на внешнем рынках, но и обеспечить значительное ресурсосбережение, достичь высокой экологичности продукции.

В этой связи важное значение приобретают вопросы выбора рациональной технологии усреднения качества угля, в частности на угольных складах, обоснования параметров усреднительных систем, оценки их эффективности.

Исследование закономерностей формирования качества угля и влияние основных факторов в условиях сложноструктурных месторождений Кузбасса позволяют сформулировать следующие основные направления, обеспечивающие снижение засорения и стабилизацию качества:

- совершенствование и разработка технологических схем выемки сложных по строению и маломощных пластов;
- оснащение разрезов выемочным оборудованием, более приспособленным к имеющимся на разрезах горно-геологическим условиям, в первую очередь прямыми и обратными гидравлическими экскаваторами, пневмоколесными погрузчиками;
- внедрение существующих и разработка новых технологических схем и оборудования для стабилизации качества угля на разрезах;
- увеличение объемов обогащения угля на основе оптимального соотношения объемов селективной и валовой добычи;
- совершенствование систем планирования нормирования и контроля показателей качества добываемого угля.

Кроме того, влияние на качество угля окажут и такие мероприятия, не рассмотренные в настоящей работе, как совершенствование системы морального и материального стимулирования за качество и полноту извлечения.

СИМСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ивасенко В.И. Цена и качество энергетических углей. - М.: Недра, 1977. - 79 с.
2. Горшков А.С. Техничко-экономические показатели тепловых электростанций. - М.:Госэнергиздат, 1949. - 268 с.
3. Благов И.С., Турченко В.К. Экономическая эффективность повышения качества углей. - М.:Недра, 1978. - 158 с.
4. Толкачев Д.Я. Цена и качество угольной продукции. - М.:Недра, 1982. - 201 с.
5. Никулин В.М., Текучев Н.Ф. Экономика повышения качества продукции в горнодобывающей промышленности. - М.:Недра, 1969. - 188 с.
6. Марченко М.Г., Филиппов В.М. Стандартизация и нормирование качества углей. - М.:Недра, 1977. - 247 с.
7. Ломоносов Г.Г. Формирование качества руды при открытой добыче. - М.:Недра, 1975. - 224 с.
8. Байков Б.Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. - М.:Недра, 1977. - 295 с.
9. Кундым М.Ф., Баронский Э.И. Методы оценки свойств угольных пластов сложного строения. М.:Наука, 1978. - 101 с.
10. Исследование и совершенствование добычных работ на месторождениях сложного состава с учетом обогатимости руд:Отчет с НИР/Магнитогорский горно-металлургический институт; рук. Новиков В.В.; Инв. № Б 676684. - Магнитогорск, 1978. - 135 с.
11. А.с. 796321 СССР. Ковш экскаватора для раздельной разработки забоя/А.И.Корякин, М.А.Андреев, В.Е.Буданов (СССР); Заявлено 11.01.79; Спубл. 15.01.81; Бюл. № 2. - 3 с.
12. Фейгельсон О.И. Технологические схемы отработки свит сближенных угольных пластов мобильным карьерным оборудованием // Эффективность новой техники и технологии на открытых разработках: Сб.науч.тр./ИИХОН. - М., 1978. - С. 94-107.
13. Овчинников В.А. Раздельная выемка угля и огнеупорной глины из пластов сложного строения: Открытые работы в Подмосковном бассейне:Сб.науч.тр. - М.: Гостехиздат, 1962. - Вып. 5. - С. 80-99.
14. Сиренко В.А., Лазоватский Г.А., Любимов В.С. Новая технология разработки сложноструктурных карболатных месторождений//Научные основы создания высокопроизводительных комплексно-механизированных и автоматизированных карьеров:Сб.науч.тр./МГИ. - М., 1978. - С. 76-81.

15. Виноградов В.С. Технологическое оборудование на карьерах. - М.:Недра, 1981. - 328 с.

16. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. - М.:Недра, 1982. - 406 с.

17. Антонова Е.В. Отработка маломощных пластов мобильным оборудованием непрерывного действия//Добыча угля открытым способом: Научно-технический реф.сб./ЦНИИУголь. - М., 1983. - №3. - С. 6-7.

18. Глазков А.И., Цепилов И.И. К оценке факторов, влияющих на зольность добываемого угля//Перспективы развития открытой разработки угольных месторождений:Межвуз.сб.науч.тр./Кузбас.политехн. ин-т. - Кемерово, 1985. - С. 69-72.

19. Управление качеством продукции:Справочник. - М.:Изд-во Стандартов, 1985. - 463 с.

20. Терпюгов З.А. Предельные показатели качества запасов отдельных месторождений//К проблеме рационального использования недр/ИПКОН АН СССР. - М., 1979. - 249 с.

21. Сысоев А.А. Отработка маломощных пластов и обогащение угля на разрезах Кузбасса//Добыча угля открытым способом.Обзор:Научно-технический реф.сб./ЦНИИУголь. - М., 1985. - Вып. 3. - 33 с.

22. Моляко А.Р. Состояние и основные направления совершенствования техники и технологии обогащения углей//Уголь. - 1982. - № 8. - С. 49-52.

23. Циперович М.В., Курбатов В.П., Хаоров В.В. Обогащение углей в тяжелых суспензиях. - М.:Недра, 1974. - 344 с.

24. Антипин Ю.В., Бугуславский Л.Д., Ульянов Е.А. Новая технология обогащения разубоженных углей разреза "Ангренский"// Уголь. - 1980. - № 3. - С. 53-55.

25. Горшков А.С. Техничко-экономические показатели тепловых электростанций. - М.:Энергоатомиздат, 1984. - 184 с.

26. Шишов А.Н., Вухаринов Н.Г. Определение затрат на добычу и использование энергетических углей. - М.:Недра, 1967. - 99 с.

27. Никода В.И., Потаренко Г.М. Совершенствование порядка нормирования качества добываемых и отгружаемых углей//Уголь. - 1986. - № 10. - С. 49-51.

28. Методика расчета норм показателей качества углей и продуктов их переработки/ПО "Ворошиловуголь".-Ворошиловград, 1983. - 79 с.

29. Отраслевая инструкция по учету балансовых и расчету промышленных запасов, определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь угля (сланца) при добыче/ИГД им. А.А.Скочинского. -

М., 1974. - 34 с.

30. Сысоев А.А. Нормирование потерь угля//Уголь. - 1986. - № 9. - С. 20-21.

31. Сысоев А.А., Семенов В.В. Предельный уровень разубоживания при валовой выемке маломощных пластов//Открытая угледобыча в Кузбассе:Сб.науч.тр. - Кемерово, 1984. - С. 86-89.

32. Томаков П.И., Федоров С.С. Метод оконтуривания заходок при валовой разработке свиты крутых пластов на карьерах центрального Кузбасса//Добыча угля открытым способом:Научно-технический реф. сб./ЦНИИУголь. - М., 1969. - № 3. - С. 33-37.

33. Прейскурант № 03-01//Оптовые цены на уголь, сланцы, продукты обогащения углей и брикеты:Утв. Госкомцен СССР 4.08.88. Ввод в действие 01.01.90. - М.:Прейскурантиздат, 1988. - 16 с.

34. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. - М.:Недра, 1982. - 414 с.

35. Федоров Д.И. Рабочие органы землеройных машин. - М.:Машиностроение, 1977. - 288 с.

36. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч. П. Технология и комплексная механизация. - М.:Недра, 1985. - 549 с.

37. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч. I. Производственные процессы. - М.:Недра, 1985. - 509 с.

38. Миронов Н.В. Справочник геолога-угольщика. - М.:Недра, 1982. - 311 с.

39. Анализ качества угольной продукции производственного объединения "Кемеровоуголь" - 1984-1985/ПО "Кемеровоуголь". - Кемерово, 1986. - 121 с.

40. Опытнo-промышленная проверка схем раздельной выемки угля из пластов сложного строения мощностью 3-6 м с углами падения 15-30° на разрезе "Байдаевский":Отчет о НИР (заключ.)/Кузнецкий филиал НИИОГР; рук. Гусев Р.М.; Инв. № 02850033503. -Кемерово, 1984.- 96 с.

41. Временная методика определения границ селективной и валовой выемки угля на сложноструктурных месторождениях/ НИИОГР, КФ НИИОГР. - Челябинск, 1985. - 57 с.

42. Временная методика определения плановых и фактических показателей экономической эффективности внедрения научно-технических мероприятий в угольной промышленности/ЦНИИУголь. - М., 1983.-148 с.

43. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке/ В.И.Ревнищев, Е.И.Азбель, Е.Г.Баранов и др.;Под ред. В.И.Ревни-

цева. - М.:Недра, 1987. - 307 с.

44. Гурен М.М. Цены на уголь и хозяйственный расчет. - М.:Недра, 1977. - 244 с.

45. Немчинов В.П. Качество, эффективность, цена топлива. - М.:Недра, 1983. - 175 с.

46. Буктуков Н.С. Разработка поточной технологии формирования однородности качества угля: Автореф. дис. ...д-ра техн. наук/ МГИ. - М., 1985. - 33 с.

47. Протасов С.И., Швыдкий А.В. Анализ технологии складирования и погрузки угля на разрезах Кузбасса/Кузбас.политехн.ин-т. - Кемерово, 1981. - 20 с. - Деп. в ЦНИИУголь 9.03.81. - № 1966.

48. Методы прогнозирования емкости угольных складов для разрезов большой производительности/Н.А.Прялко, А.А.Преображенский, Ю.С.Кузин, Г.К.Экгардт, А.М.Сога//Технология комплексов поверхности шахт/УкрНИИпроект. - Киев, 1976. - С. 3-9.

49. Шулов Л.П. Математические модели усреднения. - М.:Недра, 1978. - 287 с.

50. Велик Н.М., Шаль Р.Р., Утегенов А.Т. Опыт внедрения поточной технологии на разрезе "Восточный" объединения "Экибастузуголь"// Уголь. - 1990. - № 2. - С. 26-28.

51. Велик Н.М., Шаль Р.Р., Баскин А.В. Опыт и перспективы управления качеством экибастузских углей: Обзор/ЦНИИУголь, М., 1989. - 47 с.

52. Бастан П.П., Азбель Е.И., Ключкин Е.И. Теория и практика усреднения руд. - М.:Недра, 1979. - 256 с.

53. Лемке К. Об усреднении рядового угля/Глюкауф. - 1963. - № 21. - С. 1149-1160.

54. А.с. 1465367 СССР. Склад для сыпучих материалов с торцевой разгрузкой/Н.С.Дьяченко, С.И.Протасов (СССР). - 4214913/31-II; Заявлено 13.02.87; Опубл. 15.03.89; Бюл. № 10. - 3 с.

55. Грачев Ф.Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. - М.:Недра, 1977. - 208 с.

56. Бастан П.П., Ключкин Е.И. Методические рекомендации по усреднению железных руд при открытой добыче. - М.:Недра, 1973. -

57. Бызов В.Ф. Усреднительные системы на горно-обогатительных предприятиях. - М.:Недра, 1988. - 213 с.

58. А.с. 1463917 СССР. Способ усреднения сыпучих материалов и устройств для его осуществления/С.И.Протасов, Н.С.Дьяченко (СССР). - 4235811/23-03; Заявлено 30.01.87; Опубл. 7.03.89; Бюл. № 9. - 4 с.

59. Разработка технологии формирования и обоснования категории качества угля при валовой выемке с переработкой на усредненно-погрузочном комплексе: Отчет/ИГД АН КазССР. - Алма-Ата, 1984. - 76 с.

60. Буктуков Н.С. Сравнительная экономическая оценка результатов стабилизации зольности энергетического угля//Разработка и обогащение твердых полезных ископаемых/ИПКОН АН СССР. - М., 1981. - С. 85-88.

61. Временные методические рекомендации по комплексной оценке эффективности мероприятий научно-технического прогресса в угольной промышленности/ЦНИИУголь. - М., 1990. - 327 с.

ВВЕДЕНИЕ	3
1. СИСТЕМА ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАЧЕСТВА УГЛЯ	5
2. ДИНАМИКА КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДОБЫВАЕМОГО УГЛЯ НА РАЗРЕЗАХ КУЗБАССА	9
3. СИСТЕМАТИЗАЦИЯ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА КАЧЕСТВО УГЛЯ	24
4. АНАЛИЗ ПРИМЕНЯЕМЫХ СПОСОБОВ И СРЕДСТВ ОТРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	28
4.1. Условия залегания угольных пластов и их строение	28
4.2. Способы и средства отработки угольных пластов	39
4.3. Структура засорения добываемого угля	46
5. ОЦЕНКА ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПОЛНОТЫ ВЫЕМКИ И СНИЖЕНИЯ РАЗУБОЖИВАНИЯ УГЛЯ ПРИ РАЗДЕЛЬНОЙ РАЗРАБОТКЕ ПЛАСТОВ	47
5.1. Выбор рационального оборудования для раздельной разработки угольных пластов	47
5.2. Определение параметров забоя и производительности одноковшовых экскаваторов при раздельной разработке маломощных и сложных угольных пластов	54
5.3. Методические положения по установлению степени засорения угля породой	70
5.4. Определение высоты уступа при селективной выемке угольных пластов	80
6. УСТАНОВЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ ОБЛАСТИ ОСУЩЕСТВЛЕНИЯ ВНУТРИПЛАСТОВОЙ СЕЛЕКЦИИ ПРИ ВЫЕМКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ СЛОЖНОГО СТРОЕНИЯ	83
7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ВНУТРИПЛАСТОВОЙ СЕЛЕКЦИИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	93
8. УСРЕДНЕНИЕ КАЧЕСТВА УГЛЯ	112

8.1. Влияние однородности качественного состава угля на эффективность его использования	112
8.2. Анализ технологии и механизации складирования угля на разрезах Кузбасса	114
8.3. Параметры оценки колебаний качества угля и эффективности его усреднения на складах	116
9. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА УГЛЯ	135
9.1. Хозрасчетный экономический эффект	135
9.2. Оценка эффективности мероприятий по повышению качества угля	137
9.3. Методика экономической оценки результатов усреднения	140
9.4. Экономический ущерб от потерь угля в недрах	142
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	145
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	149

Коркин Анатолий Иванович
Белостенко Сергей Михайлович
Протасов Сергей Иванович

КОРНИГОМАНИЕ КАЧЕСТВА УГЛЯ
ПРИ ОТКРЫТОМ УГЛЕДОБЫЧЕ

Редактор Н.З.Тиунова
Технический редактор В.И.Труханова
корректор Т.А.Козырева

ИБ 17

Подписано в печать 05.01.1982. Формат 64x106 1/32. Бумага г
зетная. Печать офсетная. Усл.-печ. л. 6, 2. Усл. кр.-отт. 4, 7. Уч.-изд
9, 6. Тираж 50 экз. Заказ 25. Цена 3 р. 50 к.

Издательство Кемеровского государственного университета.
650043 Кемерово, ул. Ермака, 7.

Типография издательства "Кузбасс".
650066 Кемерово, пр. Октябрьский, 28.