МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

Научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт по добыче полезных ископаемых открытым способом (НИИОГР)

Кузнецкий филиал

ВРЕМЕННАЯ МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ СЕЛЕКТИВНОЙ И ВАЛОВОЙ ВЫЕМКИ УГЛЯ НА СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Челябинск – 1985г.

gost.e-ecolog.ru

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР

Научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт по добыче полезных ископаемых открытым способом (НИИОГР)

Кузнецкий филиал

УТВЕРЖДАЮ:

Гл.инженер производственно-технологического Управления по открытому способу добычи Минуглепрома СССР, к.т.н.

Б.Г.Алешин

" " 1985г.

ВРЕМЕННАЯ МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦ СЕЛЕКТИВНОЙ И ВАЛОВОЙ ВЫЕМКИ УГЛЯ НА СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Челябинск - 1985г.

УДК 622.271.4.063.44

Временная методика определения границ селективной и валовой выемки угля на разрезах разработана научно-исследовательским и проектно-конструкторским институтом по добыче полезных ископаемых открытым способом (НИИОГР) на основании Постановления ЦК КПСС и Совета Министров СССР № 190 от 29.02.80 и Приказа Министра угольной промышленности СССР № 156 от 19.03.80 по результатам исследований и опытно-промышленной проверки, выполненных на разрезах Кузбасса и Средней Азии.

Методика разработана с учетом утвержденных Минуглепромом СССР нормативных документов по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь угля, обоснованию кондиций и расчету оптовых цен на уголь и продукты обогащения и предназначена для объединений, разрезов и проектных организаций.

Методика содержит общие принципы оценки эффективности вариантов и примеры укрупненных экономических расчетов при выборе технологических решений. Основой определения границ и объемов применения способов выемки является экономическое сравнение возможных технологических вариантов выемки угольных пластов при различных значениях горногеологических технологических факторов.

Разработка методики осуществлена авторским коллективом в составе к.т.н. Сысоева А.А., Егорова М.Ф., Муромцева И.Л., инж.Семенова В.В., Кухарь В.С.

© Научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт по добыче полезных ископаемых открытым способом (НИИОГР), 1985.

С О Д Е Р Ж А Н И Е

Стр.

1. Общие положения 4
2. Показатель экономической эффективности способов и технологических вариантов выемки пластов 7
3. Структура затрат на добычу и переработку угля 7
4. Определение прибыли по технологической схеме 10
5. Определение количества добываемого по способам выемки угля 15
6. Выбор способов выемки с учетом требований к качеству угля и при ограниченных мощностях по обогащению.. 16

Список литературы 17

ПРИЛОЖЕНИЕ 1 Примеры расчетов при выборе способов и технологических вариантов выемки 19

Приложение 2 Пример выбора способов выемки пластов с учетом ограничений 53

I. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

I.I. Методика предназначена для угольных разрезов, разрабатывающих пласты сложного строения и залегания и оснащенных обогатительными установками или обогатительным фабриками для переработки высокозольного рядового угля.

I.2. Методика позволяет на основе укрупненных экономических расчетов производить сравнение возможных технологических вариантов выемки пластов и выбирать наиболее эффективный из них с учетом требований к качеству реализуемой продукции и возможностей обогатительных фабрик, установок, обеспечивая при этом максимальный экономический эффект от выемки и переработки угля.

I.3. В методике изложены основные положения по установлению границ селективной и валовой выемки угля путем сравнения способов выемки, обеспечивающих качество угля, удовлетворяющее требованиям потребителей и реализацию его без обогащения (в рядовом виде или после рассортировки), со способами, предусматривающими в той или иной мере совместное извлечение угля и породы и дальнейшее обогащение разубоженного угля, а также определение на этой основе условий экономически целесообразного их применения.

Сравнение селективного и валового способов выемки производится на основе технико-экономических расчетов по различным вариантам, предусматривающим выполнение всех технологических процессов, связанных с добычей, сортировкой и обогащением разубоженного угля и обеспечивающих наибольшую экономическую эффективность.

I.4. Разубоживание угля (засорение угля породой) обусловлено геологическими и технологическими факторами. Геологическое разубоживание обуславливается наличием внутри пласта породных прослоев, раздельная выемка которых существующим оборудованием невозможна или весьма трудоемка и связана со значительными потерями времени и полезного ископаемого. Технологическое разубоживание происходит в результате присечки породы из междупластий и породных пропластков. В отличие от геологического разубоживания оно может быть практически исключено путем тщательной зачистки породоугольных контактов. Технологическое разубоживание характеризуется коэффициентом засорения боковыми породами, который представляет собой отношение массы пустой породы, присекаемой из междупластий к общей массе разубоженного угля. Наличие породных прослоев внутри пласта рассматривается как фактор, влияющий на среднепластовую зольность угля.

I.5. Множество технологических вариантов выемки маломощных пластов и пластов сложного строения относятся к трем основным группам, отличающимся, главным образом, качеством отгружаемого из забоя угля.

В первую группу входят варианты с валовой и раздельно-валовой выемкой. При валовом способе угольный пласт извлекается со всей породой, находящейся в пределах сложного породоугольного блока. При раздельно-валовом способе угольная и породная части отрабатываемого блока извлекаются раздельно, но при выемке непосредственно пласта производится присечка вмещающих пород.

Общим признаком этих способов выемки является отгрузка из забоя разубоженного угля, требующего обогащения с целью доведения его качественных характеристик до уровня установленного потребителем (ГОСТом).

Во вторую группу входят варианты с селективным (послойным) способом выемки при частичном разубоживании угля путем раздельной отработки блока. Разделение горной массы производится на три качественно отличных друг от друга компонента: в эту породу, разубоженный при зачистке породоугольных контактов уголь, отправляемый на обогащение, и чистый уголь, который может быть реализован в рядовом виде или после его рассортировки.

В третью группу входят варианты селективного способа выемки с раздельной отработкой без разубоживания угля. При этом уголь извлекается в чистом виде без примеси вмещающих пород. Разубоженная при зачистке часть угля выдается вместе с породой в отвал, что обуславливает соответствующие потери полезного ископаемого.

Систематизация способов выемки маломощных угольных пластов и пластов сложного строения по признакам, характеризующим качество извлекаемого угля, представлена в табл. I.I.

Таблица I.I.

Систематизация способов выемки угольных пластов

Группа вариантов	Способы выемки угля	Классификационные признаки: наличие разубоженного угля	Классификационные признаки: наличие чистого угля
I	Валовый и раздельно-валовый	+	-
2	Селективный с частичным разубоживанием (послойный)	+	+
3	Селективный без разубоживания	-	+

Технологические варианты каждого конкретного способа могут отличаться друг от друга как применяемым оборудованием, так и последовательностью выемки горной массы.

2. ПОКАЗАТЕЛЬ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ СПОСОБОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВАРИАНТОВ ВЫЕМКИ ПЛАСТОВ

2.1. Показателем экономической эффективности сравниваемых технологических вариантов выемки пластов является прибыль по технологической схеме, определяемая по формуле:

$$П = Д - С \text{ , руб.,} \qquad (2.1.)$$

где $Д$ – объем производства в оптовых ценах предприятия, руб;

$С$ – суммарные эксплуатационные затраты на выемку и переработку угля, руб.

2.2. При сравнении способов и соответствующих им технологических вариантов может оказаться, что при каких-либо горно-геологических, технологических и стоимостных параметрах отработка пласта и последующей переработки угля наиболее эффективными окажутся сразу два варианта. Соответствующую совокупность параметров, характеризующих их равноэффективность, следует рассматривать как границу применения этих двух вариантов. В таком случае, для принятия решения должны привлекаться дополнительные соображения, связанные с количеством реализуемого угля, его качеством, рациональным использованием обогатительных мощностей и т.д.

2.3. Отрицательное значение величины прибыли по технологической схеме не означает некондиционность отрабатываемого пласта. Кондиции устанавливаются по соответствующей методике [1].

3. СТРУКТУРА ЗАТРАТ НА ДОБЫЧУ И ПЕРЕРАБОТКУ УГЛЯ

3.1. Эксплуатационные затраты на добычу и переработку угля из сложного породоугольного блока ($С$) складываются из затрат

на отдельные технологические процессы: взрывную или механическую подготовку горной массы (C_1), экскавацию (C_2), транспортирование (C_3), сортировку и обогащение (C_4), отвалообразование (C_5).

$$C = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 \ , \ руб., \qquad (3.1)$$

3.2. Для сопоставимости расчетов при различных видах основного оборудования затраты по отдельным технологическим процессам следует определять с учетом коэффициента вскрыши и тем самым учитывать текущие затраты на вскрытие извлекаемых из блока балансов угля.

3.3. Затраты на подготовку горной массы и ее экскавацию вычисляются исходя из себестоимостей соответствующих процессов, которые предприятия по лицевым счетам соответствующих участков или по нормам [2] :

$$C_1 = \left(C_{взр} K_1 + C_{мех} K_2 \right) K_в \gamma_0 Q_в \ , \ руб., \qquad (3.2)$$

$$C_2 = C_э \left(K_в + \frac{1}{\gamma_0} \right) \gamma_0 Q_в \ , \ руб; \qquad (3.3)$$

где $C_{взр}$, $C_{мех}$ – себестоимость буровзрывных работ и механической подготовки, руб/м^3 ;

$C_э$ – себестоимость экскавации, руб/м^3;

$K_в$ – объем вскрыши приходящейся на 1 т балансовых запасов, м^3/т,

K_1, K_2 – доля вскрыши, подвергаемой буровзрывной и механической подготовке, доли ед.

$Q_в$ – объем балансовых запасов угля в отрабатываемом блоке, м^3;

γ_0 – плотность угля, т/м^3.

3.4. Затраты на транспортирование рассчитываются по стоимости I ткм. дальности транспортирования до угольного склада L_0, обогатительной установки L_1, породного отвала L_2 и отвала отходов обогащения L_3 :

$$C_3 = C_{T0} L_0 M_0 + C_{T1} L_1 M_1 + C_{T2} L_2 M_2 + C_{T3} L_3 M_3 , \text{ руб.}, \quad (3.4)$$

где $C_{T0}, C_{T1}, C_{T2}, C_{T3}$ – стоимости транспортирования чистого угля, разубоженного угля, пустой породы и отходов обогащения, руб/ткм;

M_0 – количество угля, вынимаемого в чистом виде и транспортируемого непосредственно на склад, т ;

M_1 – количество разубоженного угля, подлежащего обогащению, т ;

M_2 – количество горной массы вывозимой в отвал, т ;

M_3 – количество отходов обогащения, т.

Для различных способов выемки эти величины определяются коэффициентом засорения, коэффициентом потерь угля в забое, долей чистого угля, а также объемом балансовых запасов угля в пределах отрабатываемого блока и объемом вскрыши, приходящейся на I т балансовых запасов:

$$\begin{aligned} M_0 &= \gamma_0 Q_б U_0 , \text{ т.}, \\ M_1 &= \gamma_0 Q_б \frac{1 - P - U_0}{1 - R} , \text{ т.}, \\ M_2 &= \gamma_0 Q_б \left(\frac{P + R(U_0 - 1)}{1 - R} + \gamma_1 K_в \right), \text{ т.}, \\ M_3 &= \gamma_0 Q_б \left(1 - \frac{P}{100} \right) \frac{1 - P - U_0}{1 - R} , \text{ т.}, \end{aligned} \quad (3.5)$$

где R – коэффициент засорения угля, дол.ед. ;

P – коэффициент потерь угля в забое, дол.ед. ;

U_0 – доля чистого угля, вынимаемого без присечки породы, дол.ед. ;

γ_0, γ_1 – плотность соответственно угля и породы, т/м^3 ;

β – выход концентрата, зависящий от зольности исходного для обогащения продукта, %.

3.5. Затраты на переработку складываются из затрат на сортировку чистого и обогащение разубоженного угля, которые могут быть определены через себестоимость соответствующих процессов:

$$C_4 = C_{сорт} M_0 + C_{об} M_1 \text{ , руб.,} \qquad (3.6)$$

где $C_{сорт}$ – себестоимость сортировки рядового угля, руб/т ;

$C_{об}$ – себестоимость обогащения разубоженного угля, руб/т.

3.6. Затраты на отвалообразование определяются через себестоимость отвалообразования и объем горной массы, вывозимой в отвал

$$C_5 = C_{отв} \cdot \frac{M_2}{\gamma_1} \text{ , руб.,} \qquad (3.7)$$

где $C_{отв}$ – себестоимость отвалообразования, руб/м^3 ;

M_2 – количество горной массы, вывозимой в отвал, т ;

γ_1 – плотность вскрышных пород, т/м^3.

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИБЫЛИ ПО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЕ

4.1. Объем производства в действующих ценах предприятия в общем случае складывается из стоимости угля, извлекаемого в чистом виде и подвергаемого только рассортировке ($\mathcal{D}$) и стоимости концентрата, полученного после обогащения разубоженного угля ($\mathcal{D}_1$) :

$$\mathcal{D} = \mathcal{D}_0 + \mathcal{D}_1 \text{ , руб.,} \qquad (4.1)$$

4.2. Стоимость чистого рассортированного угля определяется в зависимости от выхода отдельных классов по результатам ситового анализа и соответствующих прейскурантных цен :

$$Д_о = М_о \cdot \sum Ц_i \frac{w_i}{100} \text{ , руб.,} \qquad (4.2)$$

где $М_о$ – исходное количество угля в рядовом виде, т ;

w_i – выход i-го класса после рассортировки рядового угля, % ;

$Ц_i$ – прейскурантная цена i-го класса, руб/т.

Для различных марок угля, добываемого открытым способом средневзвешенная по сортам цена необогащенного рассортированного угля на 15 – 30 % выше цены рядового угля. Поэтому при укрупненной оценке стоимость чистого рассортированного угля может быть определена из выражения:

$$Д_о = \lambda Ц_о М_о \text{ , руб.,} \qquad (4.3)$$

где $Ц_о$ – цена угля в рядовом виде, руб/ т ;

λ – коэффициент увеличения цены угля после сортировки (λ = 1,15 – 1,30).

4.3. При обогащении в тяжелых средах исходный разубоженный уголь сортируется на два или три класса. Зольность концентрата, в зависимости от которой устанавливается его цена, является технологической характеристикой процесса обогащения. В этом случае стоимость концентрата определяется по формуле:

$$Д_1 = \frac{М_1}{100} \sum Ц_j \beta_j \text{ , руб.,} \qquad (4.4)$$

где $Ц_j$ – прейскурантная цена j-го класса концентрата, руб/т ;

β_j – выход j-го класса концентрата относительно количества исходного разубоженного угля $М_1$, % .

4.4. При противоточном обогащении с использованием крутонаклонных сепараторов концентрат представляет собой рядовой уголь. Поэтому стоимость его составляет:

$$Д_1 = \frac{M_1}{100} Ц_к \beta \text{ , руб.,} \qquad (4.5)$$

где $Ц_к$ – цена концентрата, руб/т ;

β – выход концентрата, %.

4.5. Обогащение высокозольных разубоженных углей в тяжелых средах производится как правило до глубины + I3 мм. В этом случае для приближенного определения качественных и количественных показателей продуктов обогащения на действующих предприятиях можно использовать средние данные за некоторый период работы обогатительной установки

$$A_{+13} = A_м + \frac{A^*_{+13} - A_м}{A^*_{исх} - A_м}\left(A_{исх} - A_м\right), \%,$$

$$A_{-13} = \frac{A^*_{-13}}{A^*_{исх}} A_{исх}, \%,$$

$$A_{отх} = A_{пор} - \frac{A_{пор} - A^*_{отх}}{A_{пор} - A^*_{исх}}\left(A_{пор} - A_{исх}\right), \%, \qquad (4.6)$$

$$\beta_{+13} = \beta^*_{+13} \frac{A_{пор} - A_{исх}}{A_{пор} - A^*_{и.}}, \text{ доли ед.,}$$

$$\beta_{13} = \frac{\left(A_{отх} - A_{исх}\right) - \beta_{+13}\left(A_{отх} - A_{+13}\right)}{A_i - A_{-13}}, \text{ доли ед.}$$

где $A^*_{исх}, A^*_{+13}, A^*_i, A^*_{отх}$ – средняя за некоторый период работы ОУ зольность исходного продукта, концентрата класса +I3 мм, отсева исходного продукта, отходов обогащения, % ;

β^{*}_{+13} – выход за этот же период работы концентрата класса +13 мм, дол.ед.;

$A_{м}$ – зольность чистых пачек угля в пределах отрабатываемого пласта, %;

$A_{пор}$ – зольность засоряющих пород, %;

A_{+13}, β_{+13}
A_{-13}, β_{-13} – расчетные значения зольности и выхода концентрата класса +13 мм и отсева исходного продукта;

$A_{исх}$ – зольность исходного для обогащения разубоженного угля извлекаемого при отработке рассматриваемого пласта, %.

4.6. При противоточном обогащении зольность концентрата и его выход определяются в соответствии со следующими эмпирическими формулами, полученными по результатам испытаний крутонаклонных сепараторов при обогащении разубоженных углей с исходной зольностью 25 – 70 % :

$$A_{к} = A_{м} + 78,5 \left(\frac{A_{исх}}{110}\right)^{3}, \%, \qquad (4.7)$$

$$\beta = 110 - 1,36 A_{исх}, \%. \qquad (4.8)$$

где $A_{исх}$ – зольность исходного разубоженного угля, %;

$A_{м}$ – зольность чистых пачек угля, %.

4.7. Зольность разубоженного угля определяется в зависимости от среднепластовой зольности и коэффициента засорения боковыми породами:

$$A_{исх} = A_{пл}(1-R) + A_{пор} R, \%, \qquad (4.9)$$

где $A_{пл}$ – среднепластовая зольность угля (с учетом породных прослоев) %;

$A_{пор}$ – зольность породы, %;

R – весовой коэффициент засорения, дол.ед.

4.8. Цена реализуемого угля определяется в зависимости от его зольности и влажности по прейскуранту № 03 – 01[3].

4.9. Прибыль по технологической схеме, отнесенная к объему балансовых запасов в блоке, составляет

$$\Pi = \frac{D - C}{\gamma_0 Q_Б}, \text{ руб.}, \qquad (4.10)$$

В развернутом виде (с учетом формул 2.1 – 4.5) удельная прибыль (на 1 т балансовых запасов) определяется по формуле:

$$\Pi = U_0 \sum Ц_i \frac{W_i}{100} + \frac{1-P-U_0}{1-R} \sum Ц_j \frac{\beta_j}{100} -$$

$$-\Big[\big(C_{вар} K_1 + C_{мех} K_2\big) K_в + C_э \big(K_в + \frac{1}{\gamma_0}\big) + \big(C_{сорт} +$$

$$+ C_{то} L_1\big) U_0 + \big(C_{сб} + C_{т1} L_1 + \big(1 - \sum \frac{\beta_i}{100}\big) C_{т3} L_3\big) \frac{1-P-U_0}{1-R} +$$

$$+ \big(C_{т2} L_2 + C_{отв} \frac{1}{\gamma_1}\big)\Big(\frac{P + R(U_0 - 1)}{1-R} + \gamma_1 K_в\Big)\Big], \text{ руб/т}. \qquad (4.11)$$

где P – потери угля в забое, дол.ед. ;

R – весовой коэффициент засорения угля, извлекаемого с присечкой породы, доли ед. ;

U_0 – количество угля, извлекаемого без присечки пород из междуплестий, доли ед. ;

$C_{\text{[illegible]}}$ – объем балансовых запасов в отрабатываемом блоке, м^3 ;

γ_0, γ_1 – плотность угля и породы, т/м^3 ;

$K_в$ – объем вскрыши по разрезу приходящийся на 1 т балансовых запасов, м^3/т ;

K_1 – доля породы по разрезу, подвергаемая буровзрывной подготовке, доли ед. ;

W_i – выход i-го класса после сортировки рядового необогащенного угля, % ;

β_j – выход j-го класса после обогащения разубоженного угля, % ;

i, U_j – соответствующие прейскурантные цены на отдельные классы, руб/т ;

L_0, L_1, L_2, L_3 – дальности транспортирования чистого угля до склада, разубоженного угля до ОФ, пустой породы до отвала, отходов обогащения, км ;

$C_{T0}, C_{T1}, C_{T2}, C_{T3}$ – соответствующие себестоимости транспортирования, руб/ ткм ;

$C_{БВР}, C_э, C_{отв}$ – себестоимости буровзрывных работ, экскавации и отвалообразования, руб/м^3;

$C_{ов}, C_{сорт}$ – себестоимости обогащения и сортировки, руб/т.

4.10. Формула (2.15) является общей для любого способа выемки. Однако следует учитывать, что при валовом и раздельно-валовом способах уголь в чистом виде не извлекается, т.е. $U_0 = 0$; при послойном способе потери угля в забое практически отсутствуют $P = 0$; при селективном способе уголь извлекается только в чистом виде и его количество определяется потерями, т.е. $U_0 = 1 - P$.

4.11. В конкретных горно-геологических условиях экономически целесообразным вариантом считается тот, который обеспечивает требуемое потребителем качество угля и наибольшее значение прибыли по технологической схеме на 1 т балансовых запасов.

5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА ДОБЫВАЕМОГО ПО СПОСОБАМ ВЫЕМКИ УГЛЯ

5.1. Дополнительным показателем эффективности является количество угля, добытого и переработанного по оцениваемому способу выемки.

5.2. При валовом и раздельно-валовом способах оно зависит от количества исходного для обогащения продукта, коэффициента засорения и выхода концентрата.

$$Q = U_0 Q_б \frac{1-P}{1-R} \sum \frac{\beta_j}{100}, \text{ т.} \qquad (5.1)$$

5 3. При селективном способе с частичным разубоживанием подготовленный к реализации уголь состоит из чистого и обогащенного угля

$$Q = \left(\gamma_0 + \frac{1-\gamma_0}{1-R} \sum \frac{\beta_j}{100} \right) \gamma_0 Q_б, \text{ т} \qquad (5.2)$$

5.4. При селективном способе без разубоживания угля реализации подлежит только чистая его часть, определяемая выражением

$$Q = \gamma_0 \gamma_0 Q_б, \text{ т} \qquad (5.3)$$

6. ВЫБОР СПОСОБОВ ВЫЕМКИ С УЧЕТОМ ТРЕБОВАНИЙ К КАЧЕСТВУ УГЛЯ И ПРИ ОГРАНИЧЕННЫХ МОЩНОСТЯХ ПО ОБОГАЩЕНИЮ

6.I. Качество продуктов обогащения зависит от среднего качества исходного сырья, поступающего на обогатительную установку из различных добычных забоев. При наличии ограничений на зольность выпускаемого концентрата выбор способов выемки совокупности пластов, планируемых к отработке на некоторый период Т имеет своей целью достижение такой зольности концентрата, которая не превышает установленный уровень $A_{уст}$ и обеспечивает при этом максимально возможный экономический эффект по участку или разрезу в целом.

6.2. Выбор способов выемки пластов базируется на том принципе, что меньший уровень засорения угля, поступающего на обогащение, соответствует лучшему качеству конечного продукта, более высокому его выходу и меньшим затратам на обогащение. Процедура выбора состоит из следующих этапов:

– определение максимально допустимого значения средней золь-

ности разубоженного угля A_{max}, поступающего на обогащение, при которой зольность концентрата не превышает установленных требований;

– выбор способов выемки всех планируемых к отработке пластов без учета ограничений по качеству в соответствии с методикой, изложенной в разд. I – 5 ;

– ранжировка добычных забоев по степени возрастания зольности угля, извлекаемого совместно с породой и подлежащего обогащению ($A_{исх.1} < A_{исх.2} < \ldots < A_{исх.N}$) ;

– определение количества разубоженного угля из различных добычных забоев ($M_{11}, M_{12}, M_{13} \ldots M_{1N}$) по формуле (3.5) ;

– определение такого числа n планируемых к отработке забоев, средняя зольность разубоженного угля из которых не превышает максимального значения:

$$\frac{\sum_{i=1}^{n} A_{исх.i} M_{1i}}{\sum_{i=1}^{n} M_{1i}} \leqslant A_{max}$$

6.3. Максимальное значение средней зольности разубоженного угля A_{max}, перерабатываемого на действующих предприятиях, определяется на основе существующего опыта. Приближенно оно может быть рассчитано по формулам (4.6) или (4.8) исходя из требований к концентрату в целом или к отдельным его классам.

6.4. Пласты не вошедшие в план оптимальной загрузки обогатительного оборудования, в связи с существующими ограничениями на зольность выпускаемого концентрата, отрабатываются селективно.

6.5. Ограниченность мощностей по переработке разубоженного угля учитывается в том случае, когда при полной их загрузке качество концентрата удовлетворяет установленным требованиям.

Процедура выбора при этом состоит из следующих этапов:

- выбор способов выемки планируемых к отработке пластов без учета ограничений по мощности обогатительной установки в соответствии с методикой изложенной в разделах I – 5 ;

- ранжировка добычных забоев по степени возрастания зольности угля извлекаемого совместно с породой и подлежащего обогащению;

- определение количества разубоженного угля из различных добычных забоев по формуле (3.5);

- определение числа планируемых к отработке забоев, количество разубоженного угля из которых не превысит возможности обогатительного оборудования.

Пласты, не вошедшие в план оптимальной загрузки обогатительных мощностей отрабатываются селективно.

ПРИЛОЖЕНИЕ I

ПРИМЕРЫ РАСЧЕТОВ ПРИ ВЫБОРЕ СПОСОБОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВАРИАНТОВ ВЫЕМКИ

I. Пример расчета при сравнении технологических вариантов выемки маломощных крутопадающих пластов

Требуется выбрать технологический вариант выемки маломощного крутопадающего пласта экскаватором ЭГ - 8и в комплекте с автомобильным транспортом. Горно-геологические условия и другие исходные данные представлены в табл. П.I.

Таблица П.I.

Исходные данные для расчета

Показатели	Обозначение	Ед.изм.	Значение показателя
I	2	3	4
Нормальная мощность пласта	m	м	4
Угол падения	α	град.	75
Зольность чистых пачек угля	$A_м$	%	5
Среднепластовая зольность	$A_{пл}$	%	I0
Марка угля		-	СС
Плотность угля	γ_0	т/м^3	I,3
Плотность породы	γ_1	т/м^3	2,45
Зольность породы	$A_{пор}$	%	90
Высота уступа	H	м	8
Количество угля в блоке	$Q_б$	м^3	3000
Дальность транспортирования горной массы: до склада	L_0	км	5
до отвала	L_2	км	3
до обогатительной установки	L_1	км	2

Продолжение табл. II.I

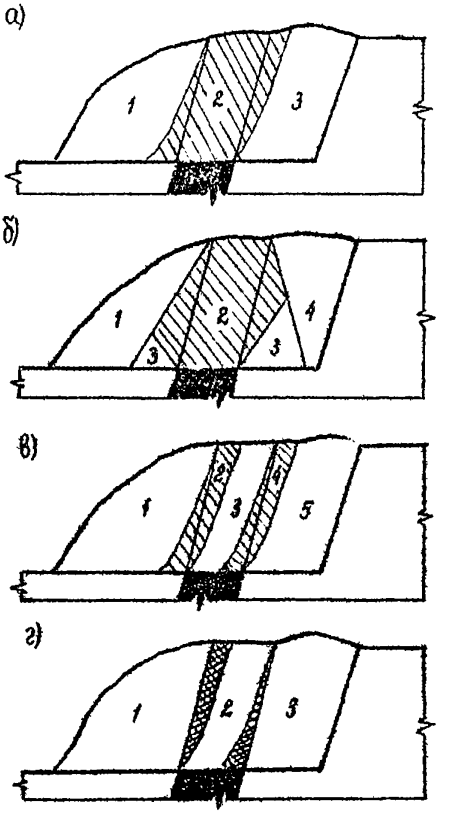
I	2	3	4
до отвала отходов обогащения	L_3	км	0,5
Геологический коэффициент вскрыши по разрезу	$K_в$	м³/т	6
Доля горной массы по разрезу, извлекаемая с буровзрывными работами	K_1	доли ед.	0,8
Себестоимость БВР	$C_{взр}$	руб/м³	0,I
Себестоимость экскавации	$C_э$	руб/м³	0,I5
Себестоимость транспортирования	$C_{тр}$	руб/тим	0,075
Себестоимость обогащения	$C_{об}$	руб/т	I,25
Себестоимость сортировки	$C_{сорт}$	руб/т	0,25
Себестоимость отвалообразования	$C_{отв}$	руб/м³	0,08

В качестве технологических вариантов выемки маломощных крутопадающих пластов рассматриваются следующие.

Вариант I. Раздельно-валовая выемка с оконтуриванием пласта (рис. I.а) Выемка заходки производится за два или три прохода экскаватора, в зависимости от положения пласта в сечении отрабатываемого блока. При втором проходе уголь, в целях исключения его потерь, вынимается с прихечкой породы.

Вариант 2. Раздельно-валовая выемка с простой сортировкой в забое (рис. I.б). Отработка заходки производится путем опережающей выемки породных частей забоя на максимальный радиус черпания с одного места стояния экскаватора, расположенного в торец пласта. Порядок и объемы последовательно отрабатываемых частей забоя зависят от мощности и угла падения пласта. Недостаток варианта в том, что частая смена грузопотоков, в результате сортировки в забое, исключает возможность использования железнодорожного транспорта.

Рис.1. Технологические варианты выемки крутопадающих пластов



▨ - разубоживание; ▩ - потери.

1,2,...,5 - последовательность извлечения горной массы.

Вариант 3. Послойная выемка пласта (рис. I.в). При этом варианте уголь, разубоженный при зачистке породоугольных контактов и выемке треугольников недобора, отправляется на обогащение. Средняя часть пласта вынимается в чистом виде (без присечки боковых пород) и вывозится на склад или сортировку.

Вариант 4. Селективная выемка с потерей угля в кровле и почве пласта (рис. I.г). Отработка заходки осуществляется в два или три прохода экскаватора с зачисткой породоугольных контактов, исключающей попадание породы в отгружаемый уголь. Разубоженный при зачистке контактов уголь вывозится в отвал. Вариант 4 не требует, как правило, средств обогащения.

Расчет по вариантам производится в следующем порядке.

Вариант I. Потери угля в забое и его количество, извлекаемое без присечки боковых пород, принимаются равными нулю, т.е.

$$P = 0\ ,\ u_0 = 0\ .$$

Коэффициент засорения угля боковыми породами, представляющий собой отношение массы пустой породы к общей массе разубоженного угля, определяется по формуле:

$$R = \frac{H\left|ctg\,\alpha - ctg\,\varphi\right| \frac{\gamma_1}{K_p}}{\frac{\gamma_0\, m}{\sin\alpha} + H\left|ctg\,\alpha - ctg\,\varphi\right| \cdot \frac{\gamma_1}{K_p}} =$$

$$= \frac{8\left|0{,}28 - 0{,}58\right| \frac{2{,}45}{1{,}2}}{\frac{1{,}3 \cdot 4}{0{,}97} + 8\left|0{,}28 - 0{,}58\right| \cdot \frac{2{,}45}{1{,}2}} = 0{,}49 \text{ доли ед.}$$

где α – угол падения пласта (α 90° соответствует несогласному, относительно откоса уступа, залеганию пласта);

φ – угол устойчивости взорванной горной массы в забое (принимается φ =60°);

K_p – коэффициент разрыхления в окрестности породоугольного контакта (K_p =I,2).

Зольность разубоженного угля, подлежащего обогащению (ф.4.9)

$$A_{исх} = 10(1-0,49)+90\cdot 0,49 = 49,2,\ \%$$

Выход концентрата после обогащения разубоженного угля на установках с крутонаклонными сепараторами (ф. 4.8)

$$\beta = 110 - 1,36\cdot 49,2 = 43,1,\ \%$$

Зольность концентрата (ф.4.7)

$$A_к = 5 + 78,5\left(\frac{49,2}{100}\right)^3 = 14,3,\ \%$$

Обогащенный на крутонаклонных сепараторах уголь реализуется как рядовой. Для марки СС в условиях Кузнецкого бассейна нормативные значения цены, зольности и влажности (по прейскуранту № 03-01) составляют соответственно $Ц = 11,05$ руб/т, $A = 13,3\%$, $W = 7,6\%$. Тогда цена обогащенного угля составит:

$$Ц = 11,05\left[1+(13,3-14,3)\cdot 0,025+(7,6-8,5)\cdot 0,013\right] = 10,66\ руб/т$$

Объем производства в оптовых ценах (ф. 4.5)

$$Д = 1,3\cdot 3000\cdot \frac{1}{1-0,49}\cdot 10,66\cdot \frac{43,1}{100} = 35134\ руб.$$

Затраты на вскрышную подготовку, экскавацию, транспортирование и отвалообразование определяются с учетом текущих затрат на вскрытие извлекаемого пласта по формулам 3.2 – 3.7.

$$C_1 = 0,1\cdot 6\cdot 0,8\cdot 1,3\cdot 3000 = 1872\ руб.,$$

$$C_2 = 0,15\left(6+\frac{1}{13}\right)\cdot 1,3\cdot 3000 = 3960\ руб.,$$

$$C_3 = 0,075\cdot 5\cdot 0+0,075\cdot 2\cdot \frac{1}{1-0,49}\cdot 1,3\cdot 3000+$$

$$+0,075\cdot 3\cdot 1,3\cdot 3000\cdot\left(\frac{-0,49}{1-0,49}+2,45\cdot 6\right)+$$

$$+ 0,5 \cdot 0,075 \cdot 1,3 \cdot 3000 \cdot \frac{1}{1-0,49} \cdot \left(1 - \frac{43,1}{100}\right) = 13366 \text{ руб.},$$

$$C_4 = 1,25 \cdot \frac{1}{1-0,49} \cdot 1,3 \cdot 3000 = 9559 \text{ руб.},$$

$$C_5 = 403 \cdot \frac{1}{2,45} \cdot \left(\frac{-0,49}{1-0,49} + 2,45 \cdot 6\right) 1,3 \cdot 3000 = 1750 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме составит:

$$П = Д - (C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5) = 4627 \text{ руб.}$$

Прибыль на одну тонну балансовых запасов (ф. 4.10 или 4.11)

$$К = 1,19 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля (ф. 5.1)

$$Q = \frac{43,1}{100} \cdot \frac{1-0}{1-0,49} \cdot 1,3 \cdot 3000 = 3295 \text{ т}$$

Вариант 2. Сортировка горной массы в забое, осуществляемая в той последовательности как это изображено на рис. 1, может быть произведена только при углах падения пласта, превышающих временный угол устойчивости горной массы в забое ($\alpha > \varphi$). В этом случае коэффициент засорения угля боковыми породами определяется по формуле:

$$R = \frac{\frac{H}{2 ctg \varphi}\left(ctg^2\varphi - ctg^2\alpha\right) + \frac{a m}{2 A_1 \sin\alpha}}{\frac{H}{2 ctg \varphi}\left(ctg^2\varphi - ctg^2\alpha\right) + \left(K_p \cdot \frac{\gamma_0}{\gamma_1} + \frac{a}{2A_1}\right)}$$

$$= \frac{\frac{8}{2 \cdot 0,58}(0,33 - 0,07) + \frac{3 \cdot 4}{2 \cdot 18 \cdot 0,97}}{\frac{8}{2 \cdot 0,58}(0,33 - 0,07) + \left(1,2 \cdot \frac{1,3}{2,45} + \frac{3}{2 \cdot 18}\right) \cdot \frac{4}{0,97}} = 0,45 \text{ доли ед.}$$

где A_1 – радиус черпания экскаватора, м;

a – шаг передвижки экскаватора, м.

Зольность разубоженного угля, подлежащего обогащению (ф. 4.9)

$$A_{исх} = 10(1-0,45)+90\cdot 0,45 = 46\ \%$$

Выход концентрата (ф. 4.8)

$$\beta = 110 - 1,36\cdot 46 = 47,4\%$$

Зольность концентрата (ф. 4.7)

$$A_к = 5 + 78,5\left(\frac{46}{100}\right)^3 = 12,6\ \%$$

Цена обогащенного угля

$$Ц = 11,05[1+(13,3-12,6)\cdot 0,025+(7,6-8,5)\cdot 0,013] = 11,11\ руб/т.$$

Объем производства в оптовых ценах (ф. 4.5)

$$D = 1,3\cdot 3000\ \frac{1}{1-0,45}\cdot 11,11\cdot \frac{47,4}{100} = 37341\ руб.$$

Затраты на отдельные технологические процессы (ф. 3.2–3.7)

$$C_1 = 0,1\cdot 0,8\cdot 1,3\cdot 3000 = 312\ руб.,$$

$$C_2 = 0,15(6+\sqrt[3]{3})\cdot 1,3\cdot 3000 = 3960\ руб.$$

$$C_3 = \left(0,075\cdot 5\cdot 3+0,075\cdot 2\ \frac{1}{1-0,45}+0,075\cdot 3\cdot\left(\frac{0,45}{1-0,45}+2,45\cdot 6\right)+\right.$$

$$\left.+0,5\cdot 0,085\cdot\frac{1}{1-0,45}\left(1-\frac{47,4}{100}\right)\right)\cdot 1,3\cdot 3000 = 13385\ руб.,$$

$$C_4 = 1,25\cdot\frac{1}{1-0,45}\cdot 1,3\cdot 3000 = 8864\ руб.,$$

$$C_5 = 0,08\cdot\frac{1}{2,45}\left(\frac{0,45}{1-0,45}+2,45\cdot 6\right)\cdot 1,3\cdot 3000 = 1768\ руб.,$$

Прибыль по технологической схеме для варианта П составит

$$П = 37341 - 29849 = 7492 \text{ руб.}$$

Удельная прибыль на одну тонну балансовых запасов (ф.4.10) или (ф.4.II)

$$Ц = 1,92 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля (ф.5.I)

$$Q = \frac{47,4}{100} \cdot \frac{1-0}{1-0,45} \cdot 1,3 \cdot 3000 = 3361 \text{ т}$$

Вариант 3. Количество угля, извлекаемого совместно с породой при послойном варианте выемки, составляет (в сечении пласта) $H^2/|ctg\alpha - ctg\varphi|, м^2$. Доля угля, извлекаемого в чистом виде, будет равна:

$$U_0 = 1 - \frac{1}{m} \sin\alpha \cdot H \cdot |ctg\alpha - ctg\varphi| = 0,4, \text{ доли ед.}$$

Отгружаемая при зачистке породоугольных контактов горная масса состоит из равных объемов угля и породы. Коэффициент засорения при этом составляет 0,6 – 0,65. В данном случае, учитывая разрыхление породы, он принимается равным P =0,6I доли ед. Потери угля в забое отсутствуют D =0.

Зольность разубоженного угля (ф.4.9)

$$A_{нак} = 10(1-0,61) + 90 \cdot 0,61 = 58,8\ \%$$

Выход концентрата (ф.4.8)

$$\beta = 110 - 1,36 \cdot 58,8 = 30\ \%$$

Зольность обогащенного угля (ф.4.7)

$$A_к = 5 + 78,5\left(\frac{58,8}{100}\right)^3 = 21\ \%$$

Цена обогащенного угля

$$Ц_к = 11,05\left[1 + (13,3-21) \cdot 0,025 + (26-8,5) \cdot 0,013\right] = 5,3 \text{ руб/т}$$

Выручка от реализации обогащенного угля (ф.4.5)

$$Д_1 = 1,3 \cdot 3000 \frac{1-0,4}{1-0,61} \cdot 8,8 \cdot \frac{30}{100} = 15840 \text{ руб.}$$

Цена угля в рядовом виде при пластовой зольности $A_{пл}$ =10% и влажности W =5%

$$Ц_0 = 11,05[1+(13,3-10)\cdot 0,025+(7,6-5)\cdot 0,013] = 12,34 \text{ руб/т}$$

Принимается, что после рассортировки средневзвешенная по сортам цена увеличивается на 20%. Соответствующая сумма реализации при этом будет равна (ф.4.3)

$$Д_0 = 1,2 \cdot 12,34 \cdot 0,4 \cdot 1,3 \cdot 3000 = 23100 \text{ руб.}$$

Суммарный объем производства в оптовых ценах составит:

$$Д = Д_0 + Д_1 = 38940 \text{ руб.}$$

Затраты на отдельные технологические процессы

$$С_1 = 0,1 \cdot 0,8 \cdot 6 \cdot 1,3 \cdot 3000 = 1872 \text{ руб.},$$

$$С_2 = 0,15\left(6+\frac{1}{1,3}\right)\cdot 1,3 \cdot 3000 = 3960 \text{ руб.},$$

$$С_3 = \left(0,075 \cdot 5 \cdot 0,4 + 0,075 \cdot 2 \cdot \frac{1-0,4}{1-0,61} + \right.$$

$$+ 0,075 \cdot 3\left(\frac{0,61(0,4-1)}{1-0,61}+2,45\cdot 6\right)+$$

$$\left.+0,075\cdot 0,5\,\frac{1-0,4}{1-0,61}\left(1-\frac{30}{100}\right)\right)\cdot 1,3\cdot 3000 = 13717 \text{ руб},$$

$$С_4 = 0,25 \cdot 0,4 \cdot 1,3 \cdot 3000 + 1,25 \cdot \frac{1-0,4}{1-0,61} \cdot 1,3 \cdot 3000 = 7890 \text{ руб.},$$

$$С_5 = \left(\frac{0,61(0,4-1)}{1-0,61}+2,46\cdot 6\right)\cdot 0,08 \cdot \frac{1}{2,46} \cdot 1,3 \cdot 3000 = 7190 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме

$$П = 38840 - 29431 = 9409 \text{ руб.},$$

Прибыль на одну тонну балансовых запасов (ф.4.10 или 4.11)

$$\mathcal{П} = 2,41 \text{ руб/т}.$$

Количество реализуемого угля (ф.5.2)

$$Q = \left(0,4 + \frac{20}{100} \cdot \frac{1-0,4}{1-0,67}\right) \cdot 1,3 \cdot 3000 = 3360 \text{ т}$$

Вариант 4. Селективная выемка отличается от послойной тем, что разубоженный при зачистке пласта уголь вывозится в отвал. В этом случае количество извлекаемого из пласта угля составляет $U_0 = 0,4$ доли ед. (см. расчет по вар. 3), а потери $P = 1-0,4 = 0,6$ доли ед. Коэффициент засорения боковыми породами отсутствует, т.е. $R = 0$.

Цена угля в рядовом виде определяется величиной среднепластовой зольности $A_{пл} = 10\%$ и соответствующей влажностью $W = 5\%$

$$Ц_0 = 12,4 \text{ руб/т}$$

После рассортировки средневзвешенная по сортам цена увеличивается в $\lambda = 1,15 - 1,30$ раза по сравнению с ценой рядового угля. Сумма реализации в случае $\lambda = 1,20$ составит (ф. 4.3)

$$Д = 1,2 \cdot 12,34 \cdot 0,4 \cdot 1,3 \cdot 3000 = 23100 \text{ руб.},$$

Затраты на отдельные технологические процессы (ф.3.2 – 3.7)

$$C_1 = 0,1 \cdot 0,8 \cdot 0,8 \cdot 1,3 \cdot 3000 = 1872 \text{ руб.},$$

$$C_2 = 0,15 \cdot \left(6 + \frac{1}{1,3}\right) \cdot 1,3 \cdot 3000 = 3960 \text{ руб.},$$

$$C_3 = \left(0,075 \cdot 5 \cdot 0,4 + 0 + 0,075 \cdot 3\left(\frac{0,6}{1-0} + 2,45 \cdot 6\right) + 0\right) \cdot$$

$$\cdot 1,3 \cdot 3000 = 14011 \text{ руб}$$

$$C_4 = C_{сорт} \cdot U_0 \cdot \gamma_0 \, Q = 0{,}25 \cdot 0{,}4 \cdot 1{,}3 \cdot 3000 = 390 \text{ руб.},$$

$$C_5 = 0{,}08 \cdot \frac{1}{2{,}45}\left(\frac{0{,}5}{1-0} + 2{,}45 \cdot 6\right) \cdot 1{,}3 \cdot 3000 = 1948 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме

$$П = 23100 - 22181 = 919 \text{ руб.},$$

Прибыль на одну тонну балансовых запасов (ф.4.10 или 4.11)

$$\Pi = 0{,}24 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля (ф. 5.3)

$$Q = 0{,}4 \cdot 1{,}3 \cdot 3000 = 1560 \text{ т}.$$

Значения основных расчетных величин по вариантам сведены в табл. П.2., откуда видно, что наибольшая величина прибыли по технологической схеме соответствует варианту Ш, который необходимо принимать при отработке пласта.

Таблица П.2.

Расчетные величины по вариантам

Расчетная величина	Ед. изм.	Значение величины по вариантам			
		I	2	3	4
Зольность отгружаемого из забоя угля*	%	49,20	46,00	68,8 / I0	I0
Потери угля в забое	доли ед.	0	0	0	0,6
Количество чистого угля	доли ед.	0	0	0,40	0,4
Зольность реализуемого угля*	%	I4,30	I2,60	2I,0 / I0	I0
Цена реализуемого угля*	руб/т	I0,65	II,II	8,80 / I4,8I	I4,8I
Количество реализуемого угля	т	3296	3361	3360	I660
Сумма реализации	руб	35I34	3734I	38840	22I8I
Затраты на:	руб				
- подготовку горной массы		I872	I872	I872	I872
- экскавацию		3960	3960	3960	3960
- транспортирование		I3366	I3385	I37I7	I40II
- обогащение и сортировку		9559	8864	7890	390
- отвалообразование		I750	I768	I760	I948
- ВСЕГО		30507	29849	29431	23I00
Прибыль по технологической схеме	руб	4627	7492	9409	9I9
Удельная прибыль (на I т балансовых запасов)	руб/т	I,I9	I,92	2,4I	0,24

* в числителе - показатели разубоженного угля,
в знаменателе - чистого

2. Пример расчета при сравнении технологических вариантов выемки наклонных пластов

Требуется выбрать способ и соответствующий ему технологический вариант выемки пласта мощностью 3 м с углом падения 30°. Выемочное оборудование – экскаватор ЭКГ – 8и. Отгружаемый из забоя уголь при необходимости может обогащаться с использованием тяжелосреднего сепаратора типа СК. Горно-геологические условия, стоимостные показатели, а также качественные и количественные показатели обогащенного угля представлены в табл. П.3.

Таблица П.3

Исходные данные для расчета

Показатели	Обозначение	Ед. изм.	Значение показателя
Нормальная мощность пласта	m	м	3
Угол падения пласта	α	град	30
Зольность чистых пачек угля	$A_м$	%	4
Среднепластовая зольность	$A_м$	%	20
Марка угля	–	–	СС
Плотность угля	γ_0	т/м³	1,35
Плотность породы	γ_1	т/м³	2,35
Зольность вмещающих пород	$A_{пор}$	%	90
Зольность обогащенного угля при исходной зольности $A^*_{исх}$ = 40%:			
класс + 13мм	A^*_{+13}	%	5
класс – 13	A^*_{-13}	%	42
Влажность обогащенного угля	W	%	9
Высота уступа	H	м	4
Количество угля в блоке	$Q_б$	м³	3480
Дальность транспортирования:			
до склада	$L_ч$	км	5

Продолжение табл. П.3

Показатели	Обозначение	Ед. изм.	Значение показателя
до ОФ	L_2	-"-	6
до отвала	L_3	-"-	3
до отвала отходов обогащения	L_4	-"-	I
Геологический коэффициент вскрыши по разрезу	$K_в$	м/м³	5
Количество породы извлекаемой с буровзрывными работами	K_1	доли ед.	0,7
Себестоимость: буровзрывных работ	$C_{взр}$	руб/м³	0,08
экскавации	$C_э$	-"-	0,2
транспортирования	$C_{тр}$	руб/ткм	0,07
обогащения	$C_{об}$	руб/т	I,20
отвалообразования	$C_{отв}$	руб/м³	0,05

Возможны следующие способы и технологические варианты выемки и дальнейшей переработки угля.

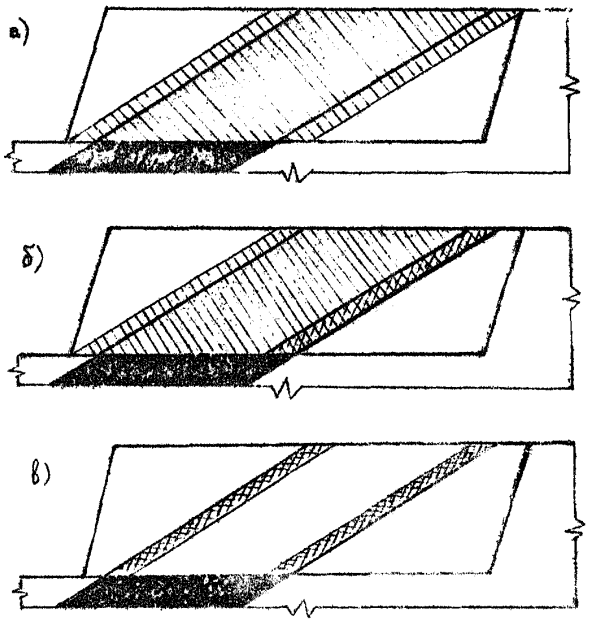
Вариант I. Раздельно-валовая выемка с присечкой породы в почве и кровле пласта (рис. 2 а). Разубоженный уголь обогащается.

Вариант 2. Раздельно-валовая выемка пласта с присечкой породы в кровле и потерей угля в почве (рис. 2 б). Отгружаемый из забоя уголь отправляется на обогащение.

Вариант 3. Раздельно-валовая выемка пласта с присечкой породы в кровле и потерей угля в почве пласта (рис. 2 в). Уголь реализуется без обогащения в рядовом виде.

Вариант 4. Селективная выемка пласта (рис. 2 в). Уголь реализуется в рядовом виде без обогащения.

Рис.2. Технологические варианты выемки наклонных угольных пластов



- разубоживание

- потери

Последовательность расчета по вариантам.

Вариант I. Уголь в чистом виде не извлекается ($Z_0 = 0$), потери его в забое отсутствуют ($P = 0$). Коэффициент засорения вмещающими породами определяется толщиной слоя $\Delta = 0{,}2$м присекаемого со стороны кровли и почвы пласта

$$R = \frac{2\Delta\gamma_1}{2\cdot\Delta\cdot\gamma_1 + m\gamma_0} = \frac{2\cdot 0{,}2\cdot 2{,}35}{2\cdot 0{,}2\cdot 2{,}35 + 3\cdot 1{,}35} = 0{,}188 \text{ доли ед.}$$

Зольность разубоженного угля, подлежащего обогащению (ф. 4.9)

$$A_{разу} = 20(1-0{,}188) + 90\cdot 0{,}188 = 33{,}16\ \%$$

Цена класса + 13 при нормативных значениях зольности и влажности [2]

$$A_{+13} = 7{,}4\ \%,\quad W = 6{,}8\ \%$$

и фактических (ф. 4.6)

$$A_{+13} = 4{,}81\ \%,\quad W = 9\ \%$$

составит

$$Ц_{+13} = 16{,}1[1+(7{,}4-4{,}81)\cdot 0{,}025+(6{,}8-9)\cdot 0{,}013] = 16{,}68 \text{ руб/т}.$$

Цена класса – 13 при нормативных значениях

$$A_{-13} = 15{,}1\ \%,\quad W = 8\ \%$$

и фактических (ф. 4.6).

$$A_{-13} = 34{,}82\ \%,\quad W = 9\ \%$$

составит

$$Ц = 10{,}6[1+(15{,}1-34{,}82)\cdot 0{,}025+(8+9)\cdot 0{,}013] = 5{,}24 \text{ руб/т}$$

Выход классов после обогащения

$$\beta_{+13} = 0{,}265 \cdot \frac{80 - 33{,}16}{80 - 40} = 0{,}31 \text{ доли ед.}$$

$$\beta_{-13} = \frac{(77{,}66 - 33{,}16) - 0{,}31(77{,}66 - 5)}{77{,}66 - 33{,}16} = 0{,}51 \text{ доли ед.}$$

Объем реализации в оптовых ценах определяется по формуле 4.4. с учетом выхода отдельных классов (β_{+13} и β_{-13})

$$Д = 1{,}35 \cdot 3480 \frac{1}{1 - 0{,}188}(16{,}68 \cdot 0{,}31 + 5{,}24 \cdot 0{,}51) = 45403 \text{ руб.}$$

Затраты на буровзрывную подготовку, экскавацию, транспортирование и отвалообразование (ф. 3.2 – 3.7)

C_I = 1315 руб;

C_2 = 5394 руб;

C_3 = 13859 руб;

C_4 = 6943 руб;

C_5 = 1151 руб.

Прибыль по технологической схеме:

$$П = 16741 \text{ руб.}$$

Прибыль на I тонну балансовых запасов

$$Я = 3563 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля

$$Q = \frac{1}{1 - 0{,}188}(0{,}31 \cdot 1{,}35 \cdot 3480 + 0{,}51 \cdot 1{,}35 \cdot 3480) = 4750 \text{ т.}$$

Вариант 2. Поскольку уголь в чистом виде не извлекается, A_c =0 . Потери угля в забое обусловлены толщиной слоя угля, принимаемого Δ_0 =0,2м со стороны почвы пласта, т.е.

$$p = \frac{\Delta}{m} = \frac{0,2}{3} = 0,067 \text{ доли ед.}$$

Толщина слоя породы Δ_1 = 0,2 м, присекаемой со стороны кровли пласта, определяет коэффициент засорения

$$R = \frac{\Delta_1 \gamma_1}{\Delta_1 \gamma_1 - (m - \Delta_0)\gamma_c} = 0,11 \text{ доли ед.}$$

Зольность отгружаемого из забоя угля (ф. 4.9)

$$A_{исх} = 20(1-0,11) + 90 \cdot 0,11 = 27,7\%$$

Цена класса +13 при нормативных значениях зольности и влажности [2]

$A_{+13} = 7,4\%$, $W = 6,8\%$ и

фактических (ф.4.6)

$A_{+13} = 4,66\%$, $W = 9\%$ составит

$$Ц_{+13} = 16,1[1 + (7,4 - 4,66) \cdot 0,025 + (6,8 - 9) 0,013] = 17,66 \text{ руб/т}$$

Цена класса -13 при нормативных значениях

$A_{-13} = 15,1\%$, $W = 8\%$ и

$A_{-13} = 29,1\%$, $W = 9\%$ составит

$$Ц_{-13} = 10,6[1 + (15,1 - 29,1) 0,025 + (8 - 9) \cdot 0,013] = 6,78 \text{ руб/т}$$

Выход классов после обогащения (ф.4.6.)

$$\beta_{+13} = 0,265\ \frac{80-27,7}{80-40} = 0,346\ \text{, доли ед.}$$

$$\beta_{-13} = \frac{(77,38-27,7)-0,346\,(77,38-5)}{77,38-27,7} = 0,508\ \text{, доли ед.}$$

Объем реализации в оптовых ценах

$$D = 1,35\cdot 3480\ \frac{1-0,067-0}{1-0,11}\left(17,66\cdot 0,346+6,76\cdot 0,508\right) = 47003\ \text{руб.}$$

Затраты на технологические процессы составит 27435 ру .

Прибыль по технологической схеме

$$П = 47003-27435 = 19568\ \text{руб.}$$

Прибыль на I т балансовых запасов

$$П = \frac{19568}{1,35\cdot 3480} = 4,165\ \text{руб/т.}$$

Количество реализуемого угля

$$Q = \frac{1-0,067}{1-0,11}\left(0,365\cdot 1,35\cdot 3480+0,508\cdot 1,35\cdot 3480\right) = 4205\ \text{т.}$$

Вариант 3. При данном варианте последовательность извлечения горной массы такая же, как в варианте 2. Качественные и количественные показатели отгружаемого из забоя угля также совпадают, т.е. U_0 =0, P =0,067, R =0,II, $A_{нач}$=27,7%. Уголь не обогащается и реализуется в рядовом виде. В этом случае его цена составит

$$Ц = 11,05\left[1+(13,3-27,7)\cdot 0,025+(7,6-9)\cdot 0,013\right] = 6,87\ \text{руб/т}$$

Сумма реализации:

$$Ц = 1,35 \cdot 3480 \frac{1-0,062}{1-0,11} 6,87 = 33835 \text{ руб.}$$

Затраты на отдельные технологические процессы (ф.3.2 – 3.7):

$$C_1 = 1315 \text{ руб.}, \quad C_2 = 5394 \text{ руб.},$$

$$C_3 = 0,04\left[5 \frac{1}{1-0,11} + 3\left(\frac{-0,11+0,067}{1-0,11} + 2,35 \cdot 5\right)\right] 1,35 \cdot 3480 = 13392 \text{ руб.},$$

$$C_4 = 0 \text{ руб.}, \quad C_5 = 1162 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме

$$П = 33835 - (1315 + 5394 + 13392 + 1162) = 12572 \text{ руб.}$$

Прибыль на 1 т балансовых запасов:

$$П = 2,69 \text{ руб.}$$

Количество реализуемого угля:

$$Q = 1,35 \cdot 3480 \cdot \frac{1-0,067}{1-0,11} = 4925 \text{ т}$$

Вариант 4. В результате зачистки породоугольных контактов засорение извлекаемого угля вмещающими породами отсутствует $P = 0$. Тогда при зачистке слоя угля со стороны почвы и кровли пласта определяют величину потерь в забое

$$p = \frac{2 \cdot h}{m} = \frac{2 \cdot 0,2}{3} = 0,13 \text{ доли ед.}$$

Количество чистого угля $z_1 = 1 - p = 0,87$ доли ед.

Цена угля, реализуемого без обогащения в рядовом виде, при фактических значениях зольности и влажности $A = 20\%$, $W = 9\%$ составит $Ц = 11,05[1 + (19,3 - 20) \cdot 0,025 + (9,6 - 9) \cdot 0,013] = 9,00 \text{ руб/т}$.

Сумма реализации

$$Д = 1,35 \cdot 3480 \cdot 0,87 \cdot 2,00 = 36777 \text{ руб.}$$

Затраты на отдельные технологические процессы (ф.3.2-3.7)

$$C_1 = 1315 \text{ руб.}, \quad C_2 = 5394 \text{ руб.},$$

$$C_3 = 0,07\left[5 \cdot 0,87 + 3\left(0,13 + 2,35 \cdot 5\right)\right] 1,35 \cdot 3480 = 13151 \text{ руб.},$$

$$C_4 = 0, \quad C_5 = 0,05 \cdot \frac{1}{2,35}\left(0,13 + 2,35 \cdot 5\right) 1,35 \cdot 3480 = 1187 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме

$$П = 36777 - \left(1315 + 5394 + 13151 + 1187\right) = 15738 \text{ руб.}$$

Прибыль на I т балансовых запасов

$$\Pi = \frac{15738}{1,35 \cdot 3480} = 3,35 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля

$$Q = 1,35 \cdot 3480 \cdot 0,87 = 4087 \text{ т}$$

Расчетные величины по вариантам представлены в таб П.4. Наибольший экономический эффект обеспечивает раздельно-валовый способ выемки с присечкой породы со стороны почвы и кровли пласта (вариант I) и дальнейшим обогащением разубоженного угля.

3. Пример расчета при сравнении технологических вариантов выемки маломощных пластов горизонтального и пологого залегания

Требуется выбрать технологический вариант и соответствующий способ выемки свиты из трех пластов пологого падения.

Горно-геологические условия залегания и другие исходные, а также стоимостные показатели приведены в табл.II.

Таблица П.4

Расчетные величины по вариантам

Расчетная величина	Ед.изм.	Значение величины по вариантам			
		I	2	3	4
Зольность отгружаемого из забоя угля	%	33,I6	27,7	27,7	20
Потери угля в забое	доли ед.	-	0,067	0,067	0,I3
Кол-во чистого угля	доли ед.	-	-	-	0,87
Зольность реализуемого угля*	%	4,8I 34,8	4,66 29,I	27,7	20
Затраты на добычу и переработку угля	руб/т	26662	27933	2II89	2I048
Количество реализуемого угля	т	4750	4205	4925	4087
Сумма реализации	руб	45403	47003	33835	36777
Прибыль по технологической схеме	руб	I674I	I9568	I2646	I5738
Удельная прибыль (на I т балансовых запасов)	руб/т	3,563	4,I65	2,69	3,35

* Зольность реализуемого угля при наличии обогащения показана по классам, без обогащения - в рядовом виде.

Таблица П.5.

Исходные данные для расчета

Показатели	Обозначение	Ед. изм.	Значение показателей
Мощность пласта			
верхнего	m_1	м	2
среднего	m_3	м	2
нижнего	m_5	м	2
Мощность среднего пропластка			
верхнего	m_2	м	I
нижнего	m_4	м	I
Зольность чистых пачек угля	$A_н$	%	I8
Средняя зольность	$A_{пл}$	%	25
Марка угля	Б		
Плотность угля	γ_0	т/м^3	I,26
Плотность породы	γ_1	т/м^3	2,00
Зольность породных прослоев	$A_{пор}$	%	80
Высота уступа	H	м	8
Количество угля в блоке	Q_0	м^3	I8000
Расстояния транспортирования горной массы			
до угольного склада	L_1	км	3
до обогатительной установки	L	км	3
до отвала пустых пород	L_2	км	3
до отвала отходов обогащения	L_3	км	3
Коэффициент вскрыши	$K_в$	м^3	6
Доля породы, подвергаемая буровзрывной подготовке	K_1	доли ед.	0,7
Доля породы, подвергаемая механической подготовке	K_2	доли ед.	0,0[illegible]
Себестоимость БВР	$C_{БВР}$	руб/м^3	0

Продолжение табл. II.5.

Показатели	Обозначение	Ед. изм.	Значение показателей
Себестоимость мех. подготовки	$C_{мех}$	руб/м^3	0,051
Себестоимость экскавации	$C_э$	руб/м^3	0,128
Себестоимость транспортирования	$C_{тр}$	руб/ткм	0,06
Себестоимость обогащения	$C_{об}$	руб/т	0,638
Себестоимость отвалообразования	$C_{отв}$	руб/м^3	0,118

Рассматриваются следующие технологические варианты.

Вариант I. Валовая выемка (рис. 3. а). Выемка пластов и породных прослоев осуществляется совместно после буровзрывной подготовки. Вся горная масса отгружается на обогатительную фабрику (установку).

Вариант 2. Раздельно-валовая выемка пластов с присечкой породы из междупластий (рис.3.б) и дальнейшим обогащением разубоженного угля.

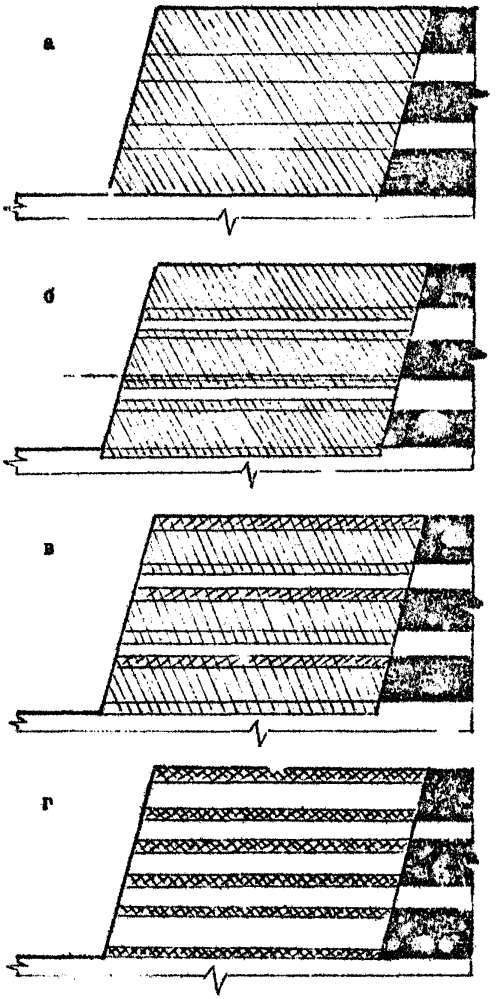
Вариант 3. Раздельно-валовая выемка (рис. 3.в) с присечкой породы в кровле (почве) пласта и потерей угля в почве (кровле) с последующим обогащением.

Вариант 4. Раздельно-валовая выемка (рис.3.в) с присечкой породы в кровле (почве) пласта и потерей угля в почве (кровле) без последующего обогащения.

Вариант 5. Селективная выемка пластов (рис. 3.г) с потерей угля при зачистке породоугольных контактов.

В вариантах 2-5 подготовка горной массы производится с помощью бульдозера рыхлителя. Горная масса разного качества складируется в отдельные навалы и затем отгружается экскаватором в транспортные средства.

Рис.3. Технологические варианты выемки горизонтальных и пологих пластов



Расчет экономической эффективности принятых технологических вариантов производится в соответствии с методикой представленной в разд. 2 в следующей последовательности.

Вариант I. Потери угля в забое и его количество извлекаемое в чистом виде отсутствуют т.е. $P=0$, $U_0=0$.

Коэффициент засорения разубоженного угля определяется количеством породы из междупластий по формуле:

$$R=\frac{(m_2+m_4)\gamma_1}{(m_1+m_3+m_5)\gamma_0+(m_2+m_4)\gamma_1}=0,346 \text{ доли ед.}$$

Средневзвешенная зольность разубоженного угля, подлежащего обогащению (ф.4.9):

$$A_{исх}=25(1-0,346)+80\cdot 0,346=44,03\ \%$$

Выход концентрата после обогащения угля на установках с крутонаклонными сепараторами (ф.4.8):

$$\beta=110-1,36\cdot 44,03=50,11\%$$

Зольность концентрата (ф.4.7):

$$A_к=A_н+78,5\cdot\left(\frac{A_н}{100}\right)^3=24,7\ \%$$

Для рядовых углей Ангренского месторождения оптовая цена установлена $Ц_0$ =10 руб/т при зольности A =21,2% и влажности W =32,3%. Обогащенный уголь имеет влажность W =33%, поэтому при зольности 24,7% его цена составит:

$$Ц=10[1+(21,2-24,7)\cdot 0,025+(32,3-33)\cdot 0,02]=8,98 \text{ руб/т}$$

где 0,025 и 0,02 – скидка за один % превышения соответственно зольности и влажности.

Реализация угля будет равна (ф.4.5)

$$\beta=8,98\frac{1}{1-0,346}\cdot\frac{50,11}{100}\cdot 1,26\cdot 18000=156050 \text{ руб.}$$

Затраты на буровзрывную подготовку, экскавацию, транспорти-

рование, обогащение и отвалообразование (ф.3.2 – 3.7):

$$C_1 = (0{,}076 \cdot 0{,}7 + 0{,}05 \cdot 0{,}051) \cdot 6 \cdot 1{,}26 \cdot 18000 = 7586 \text{ руб.},$$

$$C_2 = 0{,}128 \left(6 + \frac{1}{1{,}26}\right) \cdot 1{,}26 \cdot 18000 = 19722 \text{ руб.},$$

$$C_3 = 0{,}06 \cdot 3 \left(\frac{1}{1 - 0{,}346} + \frac{-0{,}346}{1 - 0{,}346} + 2{,}6 + \frac{1}{1 - 0{,}346} \cdot \left(1 - \frac{50{,}11}{100}\right)\right) \cdot 1{,}26 \cdot 18000 = 56192 \text{ руб.},$$

$$C_4 = 0{,}638 \cdot 1{,}26 \cdot 18000 \frac{1}{1 - 0{,}346} = 22125 \text{ руб.},$$

$$C_5 = 0{,}118 \cdot \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{-0{,}346}{1 - 0{,}346} + 2 \cdot 6 \right) \cdot 1{,}26 \cdot 18000 = 15349 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме:

$$П = Д - С = 35076 \text{ руб.}$$

Прибыль на I т балансовых запасов (ф.4.10 или 4.11):

$$\Pi = 1{,}56 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля (ф.5.1):

$$Q = \frac{50{,}11}{100} \cdot \frac{1}{1 - 0{,}346} \cdot 1{,}26 \cdot 18000 = 17377 \text{ т}$$

Вариант 2. При данном варианте уголь в чистом виде не извлекается, потери его в забое, в результате присечки породы из междупластий, также отсутствуют, поэтому $U_1 = 0$, $P = 0$.

Коэффициент засорения определяется мощностью пластов и толщиной слоя породы, примешиваемой к углю, в соответствии с формулой

$$R = \frac{2 n \Delta \gamma_1}{2 \cdot n \Delta \gamma_1 + (m_1 + m_3 + m_5) \gamma_0} = 0{,}192 \text{ или ...}$$

где n – количество пластов (n =3);

Δ – толщина слоя породы, примешиваемой к углю (Δ =0,16м);

γ_c, γ_1 – плотность угля и породы, т/м^3.

Зольность разубоженного угля, отгружаемого на обогащение (ф.4.9):

$$A_и = 25(1-0,192)+80\cdot 0,192 = 35,56\,\%$$

Выход концентрата (ф.4.8):

$$\beta = 110 - 1,36\cdot 35,56 = 61,64$$

Зольность концентрата (ф.4.7):

$$A_к = 18 + 78,5\left(\frac{35,56}{100}\right)^3 = 21,53\,\%$$

Оптовая цена реализуемого угля

$$L' = 10[1+(21,2-21,53)\cdot 0,025+(32,3-33)\cdot 0,02] = 9,78\ руб/т.$$

Объем реализации в оптовых ценах (ф.4.5):

$$Д = \frac{1}{1-0,192}\cdot 1,26\cdot 18000\cdot 9,78\cdot \frac{61,64}{100} = 169213\ руб.$$

Затраты на подготовку горной массы, экскавацию, транспортирование, обогащение и отвалообразование (ф.3,2–3.7):

$$C_1 = 7239\ руб., \qquad C_2 = 19722\ руб.,$$

$$C_3 = 0,06\cdot 3\left(\frac{1}{1-0,192}+\frac{-0,192}{1-0,192}+2,6+\frac{1}{0,192}\cdot\left(1-\frac{61,64}{100}\right)\right)\cdot 1,26\cdot 18000 = 55009\ руб.,$$

$$C_4 = 0,638\cdot 1,26\cdot 18000\cdot\frac{1}{1-0,192} = 17908\ руб.,$$

$$r = 0,118\cdot\frac{1}{3}\left(\frac{-0,192}{1-0,192}+2\cdot 6\right)\cdot 1,26\cdot 18000 = 1573,9\ руб.$$

Прибыль по технологической схеме:

$$П = 53249 \text{ руб.}$$

Прибыль на I т балансовых запасов (ф. 4.10 или 4.11):

$$П' = 2,36 \text{ руб/т.}$$

Количество реализуемого угля (ф. 5.1)

$$Q = \frac{61,64}{100} \cdot \frac{1}{1-0,192} \cdot 1,26 \cdot 1000 = 17302 \text{ т}$$

Вариант 3. При данном варианте потери угля в забое обусловлены зачисткой почвы (кровли) пласта и определяются в зависимости от толщины зачищаемого слоя по формуле

$$P = \frac{n \Delta}{m_1 + m_2 + m_3} = 0,075 \text{ доли ед.}$$

где n – количество отрабатываемых пластов;

Δ_y – толщина теряемого слоя угля ($\Delta_y = 0,15$ м);

m_1, m_2, m_3 – мощности пластов, м.

Засорение угля породой обусловлено присечкой породы в кровле (почве) пласта и определяется в зависимости с толщины присекаемого слоя по формуле

$$R = \frac{n \Delta_n}{n \Delta \gamma_1 + (m_1 + m_2 + m_3 - 3\Delta_y)\gamma_0} = 0,114, \text{ доли ед.}$$

Зольность разубоженного угля (ф. 4.9):

$$A_{исх} = 25(1-0,114) + 80 \cdot 0,114 = 31,27\%$$

Выход концентрата после обогащения угля на установках с крутонаклонными сепараторами (ф. 4.8):

$$\beta = 110 - 1,36 \cdot 31,27 = 67,27\%.$$

Зольность концентрата (ф. 4.7):

$$A_к = 18 + 78,5\left(\frac{31,27}{100}\right)^3 = 20,4\%$$

Оптовая цена реализуемого угля

$$Ц = 10[1 + (21,2 - 20,4) \cdot 0,025 + (32,3 - 33) \cdot 0,02] = 10,06 \text{ руб/т.}$$

Сумма реализации (ф. 4.5):

$$Д = 1 \cdot 18000 \cdot \frac{1-0,075}{1-0,114} \cdot 10,06 \cdot \frac{67,27}{100} = 160239 \text{ руб.}$$

Затраты на отдельные технологические процессы (ф. 3.2–3.7):

$$C_1 = 7239 \text{ руб.}, \quad C_2 = 19722 \text{ руб.},$$

$$C_3 = 0,46 \cdot 3 \left(\frac{1-0,075}{1-0,114} + \frac{0,075-0,114}{1-0,114} + 2,6 + \right.$$

$$\left. + \frac{1-0,075}{1-0,114} \left(1 - \frac{67,27}{100} \right) \right) \cdot 1,26 \cdot 18000 = 54466 \text{ руб.}$$

$$C_4 = 0,633 \cdot 1,26 \cdot 18000 \frac{1-0,075}{1-0,114} = 15106 \text{ руб.},$$

$$C_5 = 0,118 \cdot \frac{1}{2} \left(\frac{0,075-0,114}{1-0,114} + 2 \cdot 6 \right) \cdot 1,26 \cdot 18000 = 15938 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме

$$П = Д - C = 47361 \text{ руб.}$$

Прибыль на 1 т балансовых запасов (ф. 4.10 или 4.11):

$$Т = 2,1 \text{ руб/т.}$$

Количество реализуемого угля (ф. 5.1)

$$Q = \frac{1-0,075}{1-0,114} \cdot \frac{67,27}{100} \cdot 1,26 \cdot 18000 = 15328 \text{ т.}$$

Вариант 4. Извлечение горной массы производится в той же последовательности, как в предыдущем варианте. Отгружаемый из забоя уголь реализуется в рядовом виде без обогащения. Потери угля в забое P = 0,075 дол.ед., коэффициент засорения R = 0,114

дол.ед., зольность реализуемого угля W = 31,27 %.

При фактической влажности W = 30 % оптовая цена составит

$$Ц = 10[1+(21,2-31,27)\,0,025+(32,3-30)\cdot 0,02] = 7,94\ руб/т.$$

Сумма реализации

$$Д = 1,26\cdot 18000\,\frac{1-0,075}{1-0,114}\cdot 7,94 = 188009\ руб.$$

Затраты на отдельные технологические процессы (ф. 3.2–3.7):

$$C_1 = 7239\ руб., \quad C_2 = 19722\ руб.,$$

$$C_3 = 0,06\cdot 3\cdot\left(\frac{1-0,075}{1-0,114}+\frac{0,075-0,114}{1-0,114}+2\cdot 6\right)\cdot$$

$$\cdot 1,26\cdot 18000 = 53071\ руб., \quad C_4 = 0$$

$$C_5 = 0,118\cdot\frac{1}{2}\cdot\left(\frac{0,075-0,114}{1-0,114}+2\cdot 6\right)\cdot 1,26\cdot 18000 = 15998\ руб.$$

Прибыль по технологической схеме:

$$П = Д - C = 91629\ руб.;$$

удельная прибыль:

$$\bar{П} = 4,06\ руб/т.$$

Количество реализуемого угля

$$Q = 1,26\cdot 18000\cdot\frac{1-0,075}{1-0,114} = 23678\ т$$

<u>Вариант 5</u>. В результате зачистки породоугольных контактов засорение угля вмещающими породами отсутствует, т.е. R = 0. Количество угля, извлекаемое в чистом виде обусловлено величиной потерь угля, имеющих место при зачистке пластов U_0 = I – P . Потери определяются в зависимости от толщины теряемого слоя в почве и кровле пласта по формуле:

$$\gamma_0 = 1 - 0{,}15 = 0{,}85 \text{ доли ед.}$$

$$\rho = \frac{n(\Delta_1 + \Delta_2)}{m_1 + m_3 + m_5} = 0{,}15 \text{ доли ед.}$$

где n – количество отрабатываемых пластов;

Δ_1, Δ_2 – толщина теряемого слоя в почве и кровле пласта (в расчете принято $\Delta_1 = \Delta_2 = 0{,}15$ м);

m_1, m_2, m_3 – мощность пластов, м.

Отпускная цена угля при зольности A = 25 % и влажности W = 30 %:

$$Ц_п = 10[1 + (21{,}2 - 25) \cdot 0{,}025 + (32{,}3 - 30) \cdot 0{,}02] = 9{,}51 \text{ руб/т}.$$

Сумма реализации угля в рядовом виде

$$Д_р = 1{,}26 \cdot 18000 (1 - 0{,}15) \cdot 9{,}51 = 183334 \text{ руб}.$$

Затраты на отдельные технологические процессы

$$C_1 = 7239 \text{ руб}., \quad C_2 = 19722 \text{ руб}.,$$

$$C_3 = 0{,}06 \cdot 3 \cdot \left(0{,}85 + \frac{1 - 0{,}15 - 0{,}85}{1 - 0} + 0{,}15 + 2 \cdot 6\right) \cdot$$

$$\cdot 1{,}26 \cdot 18000 = 53071 \text{ руб}.,$$

$$C_4 = 0;$$

$$C_5 = 0{,}118 \cdot \frac{1}{2} \cdot 2 \cdot 6 \cdot 1{,}26 \cdot 18000 = 16057 \text{ руб}.$$

Прибыль по технологической схеме:

$$П = Д - С = 86898 \text{ руб.}$$

Прибыль на I т балансовых запасов

$$\Pi = 3,83 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля

$$Q = 0,85 \cdot 1,26 \cdot 18000 = 19078 \text{ т.}$$

Технико-экономические показатели рассматриваемых технологических вариантов представлены в табл.II.6. В том случае, когда установленное потребителем предельное содержание золы составляет более 31,27 % наибольшая величина прибыли по технологической схеме соответствует варианту 4. Этот вариант подразумевает выемку пластов с прослойкой породы в кровле (почве) каждого из пластов и потерю угля в почве (кровле). Отгруженный из забоя уголь дальнейшей переработке не подвергается и реализуется в кусковом виде.

Таблица II.6.

Расчетная величина	Ед.измерения	Значение величины по вариантам				
		I	2	3	4	5
Зольность отгружаемого из забоя угля	%	44,03	35,56	31,27	31,27	25
Потери угля в забое	доли ед.			0,075	0,075	0,15
Количество чистого угля	доли ед.					0,85
Зольность реализуемого угля	%	24,7	21,53	20,4	31,27	25
Цена реализуемого угля	руб/т	8,98	9,78	0,06	7,94	9,41
Затраты на добычу и переработку угля-всего	руб	120627	115617	112531	96030	96434

Продолжение табл. П.6.

Расчетная величина	Ед.измерения	Значение величины по вариантам				
		I	2	3	4	5
Количество реализуемого угля	т	I7377	I7302	I5928	23678	I9278
Сумма реализации	руб	I56050	I692I3	I60239	I88006	I83334
Прибыль по технологической схеме	руб/т	35076	53249	4736I	9I629	86898
Удельная прибыль (на 1т балансовых запасов)	руб/т	I,56	2,36	2,I0	4,06	3,85

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

ПРИМЕР ВЫБОРА СПОСОБОВ ВЫЕМКИ ПЛАСТОВ С УЧЕТОМ ОГРАНИЧЕНИЙ

Требуется выбрать способы и технологические варианты выемки планируемых к отработке в течение предстоящего месяца пластов при следующих условиях:

- на разрезе функционирует обогатительная установка для переработки разубоженного угля крупностью + 13мм;
- на концентрат класса + 13мм установлена средняя норма зольности $A^{уст}_{+13}$ = 5,7%, на отсев разубоженного угля $A^{уст}_{-13}$ =35%;
- за полный прошедший месяц средняя зольность разубоженного угля составила $A^{*}_{исх}$ = 32,1%, зольность концентрата A^{*}_{+13} =4,9%, зольность отсева A^{*}_{-13} = 33,7%;
- зольность чистых пачек угля в отрабатываемых разрезом пластах составляет $A_{н}$ =4,0%.

Из первой и второй формул (4,6) можно получить, что для достижения нормативной зольности концентрата класса + 13мм исходный уголь должен иметь зольность 57,1%. Для достижения нормативной зольности отсева исходный уголь должен иметь зольность 33,3%. Таким образом, устанавливается, что средняя зольность разубоженного угля на предстоящий период не должна превышать A_{max} =33,3%.

Предполагается отработать десять породоугольных блоков. Качественные и количественные показатели извлекаемой горной массы при использовании технологических вариантов, вычисленных без учета ограничений (разд. I-6 методики), приведены в табл. П.7.

В следующей табл. П.8. планируемые к отработке блоки ранжированы по степени возрастания зольности угля, извлекаемого из

Таблица II.7

Показатели извлекаемой горной массы для планируемых к отработке породоугольных блоков

Показатели извлекаемой горной массы	Планируемые к отработке породоугольные блоки									
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
Балансовые запасы в блоке, т.т.	I2,86	6,43	4,5	3,86	3,2I	3,25	2,56	I,93	I,6	I,29
Среднепластовая зольность, %	5,I	6,3	5,0	5,0	6,7	I3,5	4,8	6,I	5,7	5,4
Зольность засоряющих пород, %	80	75	82	80	75	60	82	75	80	82
Количество угля извлекаемого в чистом виде, доли ед.	0,9	0,8	0,7	-	-	-	-	-	-	-
Потери балансовых запасов, доли ед.	-	-	-	-	-	-	-	0,I	0,3	0,4
Коэффициент засорения угля, извлекаемого совместно с породой, доли ед.	0,6I	0,6I	0,6I	0,3I	0,36	0,47	0,39	0,48	0,47	0,48
Зольность угля, извлекаемого совместно с породой и подлежащего обогащению, %	50,8	48,2	52,0	28,5	3I,2	35,3	34,8	38,9	40,7	42,5
Способ выемки, рекомендуемый без учета ограничений	послойная выемка			раздельно - валовая выемка						

местно с породой. По третьей строке, в которой представлена зольность разубоженного угля нарастающим итогом, видно, что на обогатительную установку необходимо отправлять разубоженный уголь при отработке пластов содержащихся в блоках IУ - УII, а также значительную часть разубоженного угля из блока УIII. В этом случае зольность исходного продукта не превысит A_{max} =33,3%.

Угольные пласты, находящиеся в пределах блоков I-Ш,IX,X должны извлекаться селективно, что является следствием ограничения на зольность отсева.

Процедура выбора способов выемки пластов при ограниченных объемах по переработке разубоженного угля остается практически такой же. Предположим, что в предстоящем месяце обогатительная установка сможет переработать только 16 тыс.т исходного продукта. Из табл.2 видно, что для обеспечения этих объемов достаточно разубоженного угля из блоков IУ,У,УII. Остальные пласты должны быть отработаны селективно.

Таблица II.8

Ранжировка планируемых к отработке породоугольных блоков по степени возрастания зольности разубоженного угля

Показатели разубоженного угля	Планируемые к отработке породоугольные блоки									
	IV	V	VII	VI	VIII	IX	X	II	I	III
Зольность угля, извлекаемого совместно с породой из отдельных блоков, %	28,5	31,2	34,8	35,3	38,9	40,7	42,5	48,2	50,8	52,0
Количество разубоженного угля для обогащения, при отработке отдельных блоков, тыс.т	5,6	5,0	4,2	6,1	3,7	3,0	2,5	3,4	3,3	3,5
Средняя зольность разубоженного угля на IV с нарастающим итогом, %	28,5	29,8	31,2	32,4	33,4	34,2	34,9	36,2	37,5	38,8
Общее количество разубоженного угля с нарастающим итогом, тыс.т.	5,6	10,6	14,8	20,9	24,6	27,6	30,1	33,5	36,8	40,3
Способ выемки с учетом ограничений на зольность	раздельно-валовая выемка	с е л е к т и в н а я в ы е м к а								

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Временные методические указания по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчета запасов углей (сланцев). М., ЦНИЭИуголь, 1976.

2. Методика определения себестоимости добычи угля по видам затрат, технологическим звеньям и угольным пластам на разрезах. Минуглепром СССР, производственное объединение "Кемеровоуголь", Кемерово, 1982.

3. Прейскурант № 03-01. Оптовые цены на уголь, сланцы, продукты обогащения углей и брикетов, М., 196..

4. Отраслевая инструкция по учету балансовых и расчету промышленных запасов, определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь угля (сланца) при добыче. М.,изд.ИГД им. А.А.Скочинского, 1974.

Тираж 300 экз.

Заказ 377

Отпечатано на ротапринте НИИОГРа

454073, г.Челябинск, пр.Ленина, 83

gost.e-ecolog.ru