

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.

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. Аленин
Б. Г. Аленин

" 28 "

1985г.

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

Челябинск - 1985г.

Временная методика определения границ оелективной и валовой выемки угля на разрезах разрабoтана научно-исследовательским и проектно-конструкторским институтом гo добычи 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 условий и расчету оптовых цен на уголь и продукты обогащения и предназначена для облеченных, разрезов и проектных организаций.

Методика содержит общие принципы оценки эффективности вариантов и примарно 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 ее. зрoким коллективом в составе В.П.И. Сисоева А.А., Егоров М.Ф., Муромцова Н.И., инж.Семичова В.В., Кухарь В.С.

- ① Научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт по добыче полезных ископаемых открытым способом (НИИОГР), 1985.

СО 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 ограничения	53

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. Методика предназначена для угольных разрезав, работающих на пласты сложного строения и залегания и оснащенных обогащательными установками или обогащательными фабриками для переработки высококачественного разубоженного угля.

1.2. 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 обогащательных фабрик и установок, обеспечивая при этом максимальный экономический эффект от выемки и переработки угля.

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

Сравнение селективной и валовой 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.

1.4. 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 породугольных 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.

1.5. 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 породугольного блока. При раздельно-валовом способе угольная и породная части отработываемого 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 (последним) способом выемки при частичном разубоживании угля путем раздельной отработки блока. Разделение горной массы производится на три качественно отличных друг от друга компонента: первую породу, разубоживанную при зачистке породугольных контактов уголь, отправляемый на обогащение, в 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 присутствия вмещающих пород. Разубоживанная при зачистке часть угля вывозится 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.1.

Таблица I.1.

Систематизация способов выемки угольных пластов

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

Технологические варианты каждого конкретного способа могут различаться 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:

$$\Pi = D - C, \text{ руб.}, \quad (2.1.)$$

где D — объем производства в оптовых ценах предприятия, руб;
 C — 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 грань у 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 обрабатываемого 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 породугольного блока (C) 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), отвалобразование (C_5).

$$C = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5, \text{ руб.} \quad (3.1)$$

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

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

$$C_1 = (C_{\text{взр}} K_1 + C_{\text{мех}} K_2) K_0 \gamma_0 Q_0, \text{ руб.} \quad (3.2)$$

$$C_2 = C_3 \left(K_0 + \frac{1}{\gamma_0} \right) \gamma_0 Q_0, \text{ руб.} \quad (3.3)$$

где $C_{\text{взр}}, C_{\text{мех}}$ - себестоимость буровзрывных работ и механической подготовки, руб/м³;

C_3 - себестоимость экскавации, руб/м³;

K_0 - объем вскрыши при извлечении на I т балансовых запасов, м³/т;

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

Q_0 - объем балансовых запасов угля в обрабатываемом блоке, м³;

γ_0 - плотность угля, т/м³.

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 :

$$C_3 = C_{r0} L_0 M_0 + C_{r1} L_1 M_1 + C_{r2} L_2 M_2 + C_{r3} L_3 M_3, \text{ руб.} \quad (3.4)$$

где $C_{r0}, C_{r1}, C_{r2}, C_{r3}$ - 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 обрабатываемого блока и объемом вскрыши, приходящейся на I т балансовых запасов:

$$\begin{aligned} M_0 &= \gamma_0 Q_0 U_0, \text{ т.}, \\ M_1 &= \gamma_0 Q_0 \frac{1-D-U_0}{1-R}, \text{ т.}, \\ M_2 &= \gamma_0 Q_0 \left(\frac{D+R(U_0-1)}{1-R} + \gamma_1 K_B \right), \text{ т.}, \\ M_3 &= \gamma_0 Q_0 \left(1 - \frac{B}{100} \right) \frac{1-D-U_0}{1-R}, \text{ т.}, \end{aligned} \quad (3.5)$$

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. ;

ρ_0, ρ_1 - плотность соответственно угля и породы, т/м³ ;
 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:

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

где $C_{сор}$ - 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

$$C_5 = C_{отв} \cdot \frac{M_2}{\rho_1}, \text{ руб.} \quad (3.7)$$

где $C_{отв}$ - себестоимость отвалообразования, руб/м³ ;
 M_2 - количество горной массы, вывозимой в отвал, т ;
 ρ_1 - плотность вскрышных пород, т/м³.

4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИЕМЫХ ПО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЕ

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

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

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

$$D_0 = M_0 \cdot \sum C_i \frac{w_i}{100}, \text{ руб.} \quad (4.2)$$

где M_0 – исходное количество угля в рядовом виде, т ;
 w_i – выход i -го класса после рассортировки рядового угля, % ;
 C_i – преискурантная 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:

$$D_0 = \lambda C_0 M_0, \text{ руб.} \quad (4.3)$$

где C_0 – цена угля в рядовом виде, руб/т ;
 λ – коэффициент увеличения цены угля после сортировки ($\lambda = 1,15 - 1,30$).

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:

$$D_1 = \frac{M_1}{100} \sum C_j \beta_j, \text{ руб.} \quad (4.4)$$

где C_j – преискурантная цена j -го класса концентрата, руб/т ;
 β_j – выход j -го класса концентрата относительно количества исходного разубоженного угля M_1 , % .

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

$$D_1 = \frac{M_1}{100} C_k \beta, \text{ руб.}, \quad (4.5)$$

где C_k - цена концентрата, руб/т ;

β - выход концентрата, %.

4.5. Обогащение высоковольтных разубоженных углей в тяжелых средах производится как правило до глубины +13 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

$$A_{+13} = A_M + \frac{A_{+13}^* - A_M}{A_{исх}^* - A_M} (A_{исх} - A_M), \%,$$

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

$$A_{отх} = A_{пор} - \frac{A_{пор} - A_{отх}^*}{A_{пор} - A_{исх}^*} (A_{пор} - A_{исх}), \%, \quad (4.6)$$

$$\beta_{+13} = \beta_{+13}^* \frac{A_{пор} - A_{исх}}{A_{пор} - A_{исх}^*}, \text{ или ед.},$$

$$\beta_{-13} = \frac{(A_{исх} - A_{исх}^*) - \beta_{+13} (A_{отх} - A_{+13})}{A_{исх} - A_{-13}}, \text{ или ед.}$$

где $A_{исх}^*$, A_{+13}^* , $A_{отх}^*$, $A_{исх}^*$ - средняя за некоторый период работы сузольного исходного продукта, концентрата класса +13 мм, отсева исходного продукта, отходов обогащения, %;

- β_{+13}^* - выход за этот же период работы концентрата класса +13 мм, дол.ед.;
 A_M - зольность чистых пачек угля в пределах обрабатываемого пласта, % ;
 $A_{пор}$ - зольность засоряющих пород, % ;
 A_{+13}, β_{+13} - расчетные значения зольности и выхода концентрата класса +13 мм и отсева исходного продукта;
 A_{-13}, β_{-13} - зольность исходного для обогащения разубоженного угля извлекаемого при обработке 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 % :

$$A_K = A_M + 78,5 \left(\frac{A_{исх}}{100} \right)^3, \% \quad (4.7)$$

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

где $A_{исх}$ - зольность исходного разубоженного угля, % ;
 A_M - зольность чистых пачек угля, % .

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

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

где $A_{пл}$ - среднепластовая зольность угля (с учетом породных прослоев) % ;
 $A_{пор}$ - зольность пород, % ;
 R - весовой коэффициент засорения, дол.ед.

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

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

$$\bar{\pi} = \frac{D - C}{\gamma_0 Q_B}, \text{ руб.} \quad (4.10)$$

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

$$\begin{aligned} \bar{\pi} = & U_0 \sum U_i \frac{W_i}{100} + \frac{1 - D - U_0}{1 - R} \sum U_j \frac{P_j}{100} - \\ & - [(C_{обр} K_1 + C_{max} K_2) K_B + C_3 (K_B + \frac{1}{\gamma_0}) + (C_{сорт} + \\ & + C_{тв} L_1) U_0 + (C_{об} + C_{т1} L_1 + (1 - \sum \frac{P_i}{100}) C_{т3} L_3) \frac{1 - D - U_0}{1 - R} + \\ & + (C_{т2} L_2 + C_{орт} \frac{1}{\gamma_1}) (\frac{D + R(U_0 - 1)}{1 - R} + \gamma_1 K_B)], \text{ руб./т.} \quad (4.11) \end{aligned}$$

- где D - потери угля в забое, дол.ед. ;
 R - весовой коэффициент всорения угля, извлекаемого с присечкой породы, г чи ед. ;
 U_0 - количество угля, извлекаемого без присечки пород из междупластий, доли ед. ;
 C_i - объем балансовых запасов в обрабатываемом блоке, м³ ;
 γ_0, γ_1 - плотности угля и породы, т/м³ ;
 K_B - объем вскрыши по разрезу приходящийся на 1 т балансо. запасов, м³/т ;
 K_1 - доля породы по разрезу, подвергаемая буровырывной поду толчке, доли ед. ;
 W_i - выход i -го класса после ортировки рядового необогащенного угля, % ;

- β_j - выход j -го класса после обогащения разубоженного угля, % ;
- i, U_j - соответствующие преysкурантные цены на отдельные классы, руб/т ;
- L_0, L_1, L_2, L_3 - дальности транспортирования чистого угля до склада, разубоженного угля до ОУ, пустой породы до отвала, отходов обогащения, км ;
- $C_{т0}, C_{т1}, C_{т2}, C_{т3}$ - соответствующие себестоимости транспортирования, руб/ткм ;
- $C_{бвр}, C_3, C_{отв}$ - себестоимости буроварьных работ, экскавации и отвалообразования, руб/м³ ;
- $C_{об}, C_{сор}$ - 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. $Z_0 = 0$; при послонном 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. $Z_0 = f \cdot P$.

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 I 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.

$$G = Z_0 Q_0 \frac{1-P}{1-K} \sum_{j=1}^n \frac{\beta_j}{\alpha_j} \cdot \tau_j \quad (5.1)$$

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

$$Q = \left(\alpha_0 + \frac{1 - \alpha_0}{1 - R} \sum \frac{\beta_j}{10^n} \right) \gamma_0 Q_0, \tau. \quad (5.2)$$

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

$$Q = \alpha_0 \gamma_0 Q_0, \tau. \quad (5.3)$$

6. ВЫБОР СПОСОБОВ ВЫЕМКИ С УЧЕТОМ ТРЕБОВАНИЙ К КАЧЕСТВУ УГЛЯ ПРИБЛИЖИТЕЛЬНЫХ МОЩНОСТЯХ ПО ОБОГАЩЕНИЮ

6.1. 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 T 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 взятки 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 ($A_{\text{зольн.1}} < A_{\text{зольн.2}} < \dots < A_{\text{зольн.N}}$) ;

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

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

$$\frac{\sum_{i=1}^N A_{\text{зольн.}i} M_{1i}}{\sum_{i=1}^N M_{1i}} \leq A_{\text{max}}$$

6.3. Максимальное значение средней зольности разубоженного угля A_{max} , перерабатываемого на действующих предприятиях, определяется на основе существующего опыта. Приблизительно оно может быть рассчитано по формулам (4.6) или (4.6) 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, отработываются 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 обработке пластов без учета ограничений по мощности обогатительной установки в соответствии с методикой изложенной в разделах I - V ;
- ранжировка добычных забоев по степени возрастания вольности угля извлекаемого совместно с породой и подлежащего обогащению;
- определение количества разубоженного угля из различных добычных забоев по формуле (3.5);
- определение числа планируемых к обработке забоев, количество разубоженного угля из которых не превышает возможности обогатительного оборудования.

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

ПРИЛОЖЕНИЕ I

УСЛОВИЯ РАСЧЕТОВ ПРИ ВЫБОРЕ СПОСОБОВ И
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВАРИАНТОВ ЛАМКИ

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

Требуется выбрать технологический вариант выемки маломощного крутопадающего пласта экскаватором ЭКГ - 8и в комплекте с автомобильным транспортом. Горно-геологические условия и другие исходные данные представлены в табл. П.1.

Таблица П.1.

Исходные данные для расчета

Показатели	Обозначение	Ед.изм.	Значение
Нормальная мощность пласта	m	м	4
Угол падения	α	град.	75
Зольность чистых пачек угля	A_M	%	5
Среднепластовая зольность	$A_{пл}$	%	10
Марка угля		-	СС
Плотность угля	γ_0	т/м ³	1,3
Плотность породы	γ_1	т/м ³	2,45
Зольность породы	$A_{пор}$	%	90
Высота уступа	H	м	8
Количество угля в блоке	Q_6	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.1

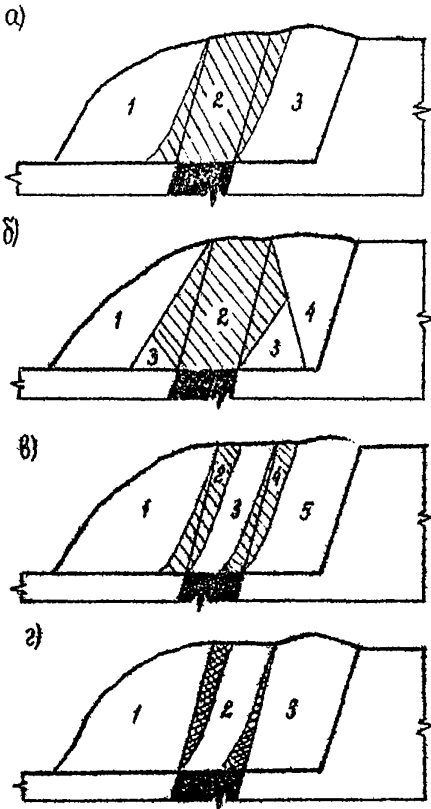
	1	2	3	4
до отвала отходов обогащения		L_3	км	0,5
Геологический коэффициент вскрыши по разрезу		K_0	м ³ /т	6
Доля горной массы по разрезу, извлекаемая с буровыми работами		K_1	доли ед.	0,8
Себестоимость БВР		$C_{ввр}$	руб/м ³	0,1
Себестоимость экскавации		C_9	руб/м ³	0,16
Себестоимость транспортирования		$C_{тр}$	руб/ткм	0,076
Себестоимость обогащения		$C_{об}$	руб/т	1,25
Себестоимость сортировки		$C_{сорт}$	руб/т	0,25
Себестоимость отвалобразования		$C_{отв}$	руб/м ³	0,08

В качестве технологических вариантов выемки маломощных крутопадающих пластов рассматриваются следующие.

Вариант 1. Раздельно-валовая выемка с оконтуриванием пласта (рис. 1.а) Выемка заходки производится на два или три прохода экскаватора, в зависимости от положения пласта в сечении отработываемого блока. При втором проходе уголь, в целях исключения его потерь, вынимается с прищечкой породы.

Вариант 2. Раздельно-валовая выемка с тростой сортировкой в забое (рис. 1.б). Отработка заходки производится путем опережающей выемки породистых частей забоя на максимальный радиус черпания с одного места стояния экскаватора, расположенного в торец пласта. Порядок и объемы последовательно отработываемых 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
внешки 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 породугольных 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 пог. тей угля в кровле и почве пласта (рис. I, г). Отработка заходки осуществляется в два или три прохода экскаватора с зачисткой породугольных 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.

$$P = 0, \quad \eta_p = 0.$$

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

$$R = \frac{H / \operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \varphi / \frac{2,45}{K_p}}{\frac{\gamma_0 m}{\sin \alpha} + H / \operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \varphi / \frac{2,45}{K_p}} =$$

$$= \frac{8 / 0,28 - 0,58 / \frac{2,45}{1,2}}{\frac{13 \cdot 4}{0,97} + 8 / 0,28 - 0,58 / \frac{2,45}{1,2}} = 0,49 \text{ или } 49\%.$$

где α — угол падения пласта ($\alpha = 90^\circ$ соответствует несогласному, относительно откоса уступа, залеганию пласта);

φ — угол устойчивости взорванной горной массы в забое (принимается $\varphi = 60^\circ$);

K_p — коэффициент разрыхления в окрестности породугольного контакта ($K_p = 1,2$).

Зольность разубоженного угля, подлежащего обогащению (ф. 4.9)

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

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)

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

Обогащенный на крутонаклонных сепараторах уголь реализуется как рядовой. Для марки ОС в условиях Кузнецкого бассейна нормативные значения цены, зольности и влажности (по прейскуранту № 03-01) составляют соответственно $U = 11,06$ руб/т,

$A = 13,3\%$, $W = 7,6\%$. Тогда цена обогащенного угля составит:

$$U = 11,06 \left[1 + (13,3 - 14,3) \cdot 0,025 + (7,6 - 8,5) \cdot 0,013 \right] = 10,68 \text{ руб/т}$$

Осъем производства в оптовых ценах (ф. 4.5)

$$D = 1,3 \cdot 3000 \cdot \frac{1}{1 - 0,49} \cdot 10,68 \cdot \frac{43,1}{100} = 35134 \text{ руб.}$$

Затраты на верхнюю подготовку, экскавацию, транспортирование и отвалообразование определяются с учетом текущих затрат на вскрытие залегающего пласта по формулам 3.2 - 3.7.

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

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

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

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

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

$$C_4 = 1,25 \cdot \frac{1}{1-0,49} \cdot 1,3 \cdot 3000 = 2559 \text{ руб.}$$

$$C_5 = 408 \cdot \frac{1}{2,45} \cdot \left(\frac{-0,49}{1-0,49} + 2,45 \cdot 6\right) \cdot 1,3 \cdot 3000 = 1750 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме составит:

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

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

$$\mathcal{L} = 1,19 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля (ф. 5.1)

$$Q = \frac{43,1}{100} \cdot \frac{1-D}{1-0,49} \cdot 1,3 \cdot 3000 = 3296 \text{ т.}$$

Вариант 2. Сортировка горной массы в забое, осуществляемая в той последовательности как это изображено на рис. I, 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:

$$R = \frac{\frac{H}{2 \operatorname{ctg} \varphi} (\operatorname{ctg}^2 \varphi - \operatorname{ctg}^2 \alpha) + \frac{a \cdot m}{2A_1 \sin \alpha}}{\frac{H}{2 \operatorname{ctg} \varphi} (\operatorname{ctg}^2 \varphi - \operatorname{ctg}^2 \alpha) + \left(k_p \cdot \frac{\rho_0}{\delta_1} + \frac{a}{2A_1}\right)}$$

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

где A_1 - радиус черпания экскаватора, м;
 a - шаг передвижки экскаватора, м.

Зольность разубоженного угля, подлежащего обогащению (ф. 4.9)

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

Выход концентрата (ф. 4.8)

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

Зольность концентрата (ф. 4.7)

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

Цена обогащенного угля

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

Объем производства в оптовых ценах (ф. 4.5)

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

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

$$C_1 = 21,5 \cdot 86 \cdot 1,3 \cdot 3000 = 1072140 \text{ руб.}$$

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

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

$$+ 0,5 \cdot 0,075 \cdot \frac{1}{1 - 0,45} \left(1 - \frac{47,4}{100} \right) \cdot 1,3 \cdot 3000 = 13385 \text{ руб.}$$

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

$$C_5 = 0,08 \cdot \frac{1}{2,45} \left(\frac{-0,45}{1 - 0,45} + 2,45 \cdot 6 \right) \cdot 1,3 \cdot 3000 = 1766 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме для варианта II составит

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

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

$$\bar{\Pi} = 1,92 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля (ф.5.1)

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

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

$$\alpha_0 = 1 - \frac{1}{m} \sin \alpha \cdot H \cdot \text{ctg} \alpha - \text{ctg} \varphi = 0,4 \text{ доли ед.}$$

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 $R = 0,61$ доли ед. Потери угля в забое отсутствуют $\rho = 0$.

Зольность равубоженного угля (ф.4.9)

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

Выход концентрата (ф.4.8)

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

Зольность обогащенного угля (ф.4.7)

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

Цена обогащенного угля

$$14_K = 11,05 \left[1 + (13,3 - 21) \cdot 0,025 + (26 - 8,5) \cdot 0,013 \right] = 5,5 \text{ руб/т}$$

Выручка от реализации обогащенного угля (ф.4.5)

$$D_1 = 1,3 \cdot 3000 \frac{1-0,4}{1-0,61} \cdot 8,8 \cdot \frac{30}{100} = 15840 \text{ руб.}$$

Цена угля в рядовом виде при пластовой зольности $A_{\text{пл}} = 10\%$ 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)

$$D_0 = 1,2 \cdot 12,34 \cdot 0,4 \cdot 1,3 \cdot 3000 = 23100 \text{ руб.}$$

Суммарный объем производства в оптовых ценах составит:

$$D = D_0 + D_1 = 38940 \text{ руб.}$$

Затраты на отдельные технологические процессы

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

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

$$C_3 = (0,075 \cdot 5 \cdot 0,4 + 0,075 \cdot 2 \cdot \frac{1-0,4}{1-0,61} +$$

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

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

$$C_4 = 0,25 \cdot 0,4 \cdot 1,3 \cdot 3000 + 1,25 \cdot \frac{1-0,4}{1-0,61} \cdot 1,3 \cdot 3000 = 7890 \text{ руб.},$$

$$C_5 = \left(\frac{0,61(0,4-1)}{1-0,61} + 2,45 \cdot 6 \right) \cdot 0,08 \cdot \frac{1}{2,45} \cdot 1,3 \cdot 3000 = 7890 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме

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

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

$$\Pi = 2,41 \text{ руб./т.}$$

Количество реализуемого угля (ф. 5.2)

$$Q = \left(0,4 + \frac{30}{100} \cdot \frac{1-0,4}{1-0,67}\right) \cdot 1,3 \cdot 3000 = 3360 \text{ т}$$

Вариант 4. Селективная выемка отличается от послышной 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 $P = 1 - 0,4 \cdot M = 0,6$ доли ед. Коэффициент засорения боковыми породами отсутствует, т.е. $R = 0$.

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

$$U_0 = 12,4 \text{ руб./т}$$

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)

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

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

$$C_1 = 0,1 \cdot 0,8 \cdot 0,8 \cdot 1,3 \cdot 3000 = 1882 \text{ руб.}$$

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

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

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

$$C_4 = C_{\text{сорт}} \cdot \eta_0 \cdot \gamma_0 \cdot Q = 0,25 \cdot 0,4 \cdot 1,3 \cdot 3000 = 390 \text{ руб.}$$

$$C_5 = 0,08 \cdot \frac{1}{2,45} \left(\frac{0,5}{1-0} + 2,45 \cdot 6 \right) \cdot 1,3 \cdot 3000 = 194,8 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме

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

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

$$\pi = 0,24 \text{ руб/т}$$

Количество разливаемого 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 III, который необходимо принимать при отрезке нивота.

Таблица П.2.

Расчетные величины по вариантам

Расчетная величина	Ед. изм.	Значение величины по вариантам			
		1	2	3	4
Зольность отгружаемого из вабоя угля*	%	49,20	46,00	<u>68,8</u>	10
Потери угля в вабое	доли ед.	0	0	0	0,6
Количество чистого угля	доли ед.	0	0	0,40	0,4
Зольность реализуемого угля*	%	14,30	12,60	<u>21,0</u>	10
Цена реализуемого угля*	руб/т	10,66	11,11	<u>8,80</u> 14,81	14,81
Количество реализуемого угля	т	3296	3301	3360	1550
Сумма реализации	руб	35134	37341	38840	22181
Затраты на:	руб				
- подготовку горной массы		1872	1872	1872	1872
- экскавацию		3960	3960	3960	3960
- транспортирование		13366	13366	13717	14011
- обогащение и сортировку		9569	8864	7890	390
- отвалобразование		1760	1760	1760	1948
- ВСЕГО		30507	29849	29431	23100
Прибыль по технологической схеме	руб	4627	7492	9409	919
Удельная прибыль (на 1 т балансовых запасов)	руб/т	1,19	1,92	2,41	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 – 8м, Отгружаемый из вагона уголь при необходимости может обогащаться с использованием тяжёлосреднего сепаратора типа СК. Горно-геологические условия, стоимостные показатели, а также качественные и количественные показатели обогащенного угля представлены в таб. 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_m	%	4
Среднепластовая зольность	$A_{\text{пл}}$	%	20
Марка угля	-	-	СС
Плотность угля	ρ_0	т/м ³	1,35
Плотность породы	ρ_1	т/м ³	2,35
Зольность вмещающих пород	$A_{\text{пор}}$	%	90
Зольность обогащенного угля при исходной зольности $A_m = 40\%$	A_{-13}	%	5
класс + 13мм	A_{+13}	%	42
класс - 13	A_{-13}	%	
Влажность обогащенного угля	W	%	9
Высота уступа	H	м	4
Количество угля в блоке	Q_0	м ³	3480
Дальность транспортирования:			
до св. ада	L_4	км	5

Продолжение табл. П.3

Показатели	Обозначение	Ед. изм.	Значение показателя
до Об	L_2	—"	6
до отвала	L_3	—"	3
до отвала отходов обогащения	L_4	—"	1
Геологический коэффициент вскрыши по разрезу	K_0	т/м ³	5
Количество породы извлекаемой с буровыми работами	K_1	доли ед.	0,7
Себестоимость: буровых работ	$C_{бв}$	руб/м ³	0,08
экскавации	$C_э$	—"	0,2
транспортирования	$C_{тр}$	руб/ткм	0,07
обогащения	$C_{об}$	руб/т	1,20
отвалобразования	$C_{отв}$	руб/м ³	0,05

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

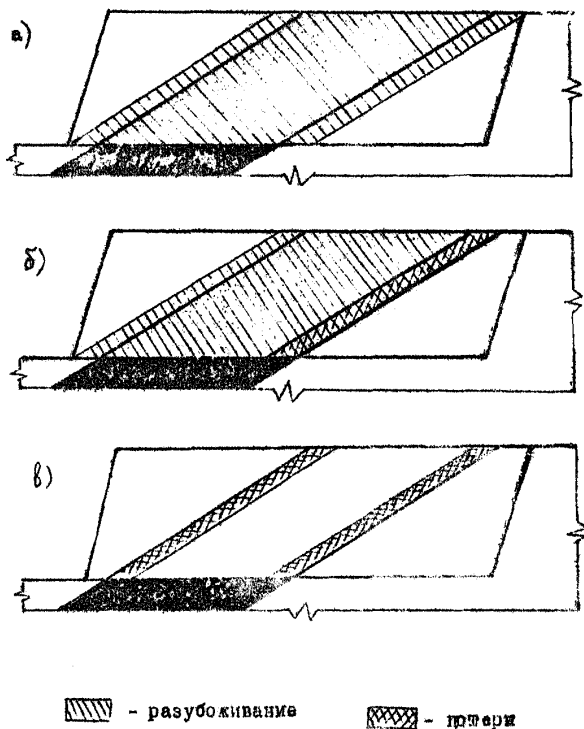
Вариант 1. Раздельно-валовая вскрышка с присечкой породы в кровле пласта (рис. 2 а). Разубоживший уголь обогащается.

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

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

Вариант 4. Селективная вскрышка пласта (рис. 2 г). Уголь реализуется в рудовом виде без обогащения.

Рис. 2. Технологические варианты выемки наклонных угольных пластов



Последовательность расчета по вариантам.

Вариант I. Уголь в чистом виде не извлекается ($Z'_0 = 0$), потери его в забое отсутствуют ($P = 0$). Коэффициент заорения вмещающими породами определяется толщиной слоя $\Delta = 0,2$ м присекаемого со стороны кровля и почвы пласта

$$P = \frac{2 \Delta \rho_1}{2 \Delta \rho_1 + m \rho_0} = \frac{2 \cdot 0,2 \cdot 2,35}{2 \cdot 0,2 \cdot 2,35 + 3 \cdot 1,35} = 0,188 \text{ дин/дт.}$$

Зольность разубоженного угля, подлежащего обогащению (ф. 4.9)

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

Цена класса + I3 при нормативных значениях зольности и влажности [2]

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

фактических (ф. 4.6)

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

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

Цена класса - I3 при нормативных значениях

$$A_{-13} = 16,1\% , W = 8\% \quad \text{и}$$

фактических (ф. 4.6).

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

$$Ц = 10,6[1 + (16,1 - 34,82) \cdot 0,025 + (8 + 9) \cdot 0,013] = 5,24 \text{ руб/т}$$

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})

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

Затраты на буровзрывную подготовку, экскавацию, транспортирование и отвалообразование (Ф. 3.2 - 3.7)

$$C_1 = 1315 \text{ руб.};$$

$$C_2 = 5394 \text{ руб.};$$

$$C_3 = 13659 \text{ руб.};$$

$$C_4 = 6943 \text{ руб.};$$

$$C_5 = 1151 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме:

$$\Pi = 16741 \text{ руб.}$$

Прибыль на I тонну балансовых запасов

$$\mathcal{A} = 3563 \text{ руб/т}$$

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, $\eta_c = 0$. Потери угля в забое обусловлены толщиной слоя угля, прилегающего $\Delta_0 = 0,2$ м со стороны почвы пласта, т.е.

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

Толщина слоя породы $\Delta_1 = 0,2$ м, прилегающей со стороны кромки пласта, определяет коэффициент засорения

$$R = \frac{\Delta_1 \gamma_1}{\Delta_1 \gamma_1 - (m - \Delta_0) \gamma_0} = 0,11, \text{ доли в}.$$

Зольность отгружаемого из забоя угля (ф. 4.9)

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

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

$$A_{\text{н.н.}} = 7,4\%, \quad W = 6,8\% \text{ и}$$

фактических (ф. 4.6)

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

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

Цена класса -13 при нормативных значениях

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

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

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

Выход классов после обогащения (Ф. 4.6.)

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

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

Объем реализации в оптовых ценах

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

Затраты на технологические процессы составит 27435 руб .

Прибыль по технологической схеме

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

Прибыль на 1 т балансовых запасов

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

Количество реализуемого угля

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

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. $U_0 = 0$, $P = 0,067$, $R = 0,11$, $A_{\text{изк}} = 27,7\%$. Уголь не обогащается и реализуется в рядовом виде. В этом случае его цена составит

$$C = 1105 \sqrt{1 + (13,3 - 27,7) \cdot 0,025 + (7,6 - 9) \cdot 0,013} = 6,87 \text{ руб/т}$$

Сумма реализации:

$$D = 1,35 \cdot 3480 \frac{1-0,067}{1-0,11} \cdot 6,87 = 33835 \text{ руб.}$$

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

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

$$C_3 = 0,09 \left[5 \frac{1}{1-0,11} + 3 \left(\frac{-0,11+0,067}{1-0,11} + 2,35 \cdot 5 \right) \right] \cdot 1,35 \cdot 3480 = 13392 \text{ руб.},$$

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

Прибыль по технологической схеме

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

Прибыль на I т балансовых запасов:

$$\Pi = 2,69 \text{ руб.}$$

Количество реализуемого угля:

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

Вывод 4. В результате зачета периодических контактов расорення извлекаемого угля выходящими породами отсутствует $R = 0$. Термаем при зачете слои угля со стороны почвы и кровля пласта определяют величину потерь в забое

$$p = \frac{2 \cdot 4}{12} = \frac{2 \cdot 2,2}{3} = 0,13 \text{ доли ед.}$$

Количество чистого угля $2, = 1 - p = 0,87$ доли ед.

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

Сумма реализации

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

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

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

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

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

Прибыль по технологической схеме

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

Прибыль на 1 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 табл. П.4. Наибольший экономический эффект обеспечивает раздельно-валовый способ выемки с присечкой породы со стороны почвы и кровли шпата (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. П.5.

Таблица П.4

Расчетные величины по вариантам

Расчетная величина	д.изм.	Значение величины по вариантам			
		1	2	3	4
Зольность отгружаемого из забоя угля	%	33,16	27,7	27,7	20
Потери угля в забое	доли ед.	-	0,067	0,067	0,13
Кол-во чистого угля	доля ед.	-	-	-	0,87
Зольность реализуемого угля*	%	4,81	4,66	27,7	20
		34,8	29,1		
Затраты на добычу и переработку угля	руб/т	28662	27933	21189	21048
Количество реализуемого угля	т	4760	4205	4925	4087
Сумма р. лизации	руб	45403	47003	33335	36777
Прибыль по технологической схеме	руб	16741	19568	12646	15738
Удельная прибыль (на 1 т балансовых запасов)	руб/т	3,563	4,165	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.	Значения показателей
Толщина пласта			
верхнего	m_1	м	2
среднего	m_2	м	2
нижнего	m_3	м	2
Толщина среднего кровляста			
верхнего	m_2	м	1
нижнего	m_3	м	1
Зольность шихты пачки угля	A_H	%	18
Среднепластовая влажность	$A_{пл}$	%	25
Марка угля	B		
Плотность угля	ρ_0	т/м ³	1,26
Плотность породы	ρ_1	т/м ³	2,00
Влажность породных промывков	$A_{пор}$	%	80
Высота уступа	H	м	8
Количество угля в блоке	Q_0	м ³	18000
Расстояние транспортирования горной массой			
до угольного оклада	L_0	км	3
до обогатительной установки	L	км	3
до отвала пустых г. род	L_2	км	3
до отвала отходов обогащения	L_3	км	3
Коэффициент вскрытия	K_0	м ³	6
Доля породы, подвергаемая буроваривной подготовке	K_1	доли ед.	0,7
Доля породы, подвергаемая механической подготовке	K_2	доли ед.	0,06
Себестоимость БВР	$C_{ввр}$	руб/м ³	0

Продолжение табл. П.5.

Показатели	Обозначение	Ед. изм.	Значение показателя
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	0,110

Рассматриваются следующие технологические варианты.

Вариант 1. Валовая выемка (рис. 3. а). Выемка пластов и породных проделастов 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.

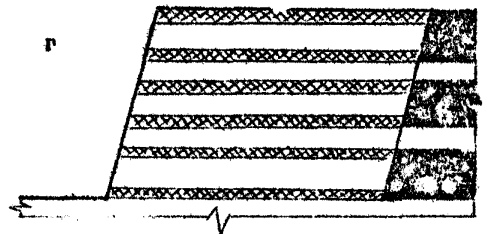
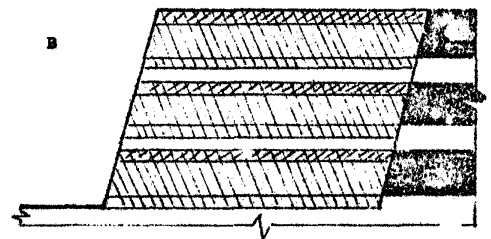
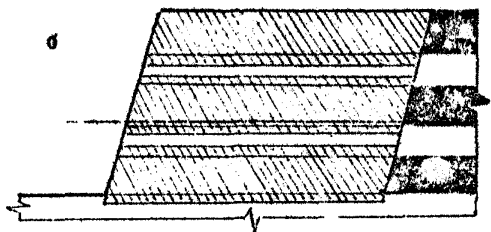
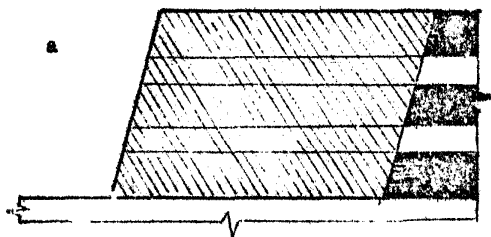
Вариант 3. Раздельно-валовая выемка (рис. 3.в) с присечкой породы в кровле (почве) пласта и потерей угля в почве (кровле) с последующим обогащением.


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 породугольных контактов.

В вариантах 2-5 подготовка горной массы производится с помощью б. loaders риджителя. Горная масса разного качества складывается в отдельные навалы и затем отгружается экскаватором в транспортные средства.

Рис. 3. Технологические варианты выемки горизонтальных и пологих пластов



 - разубоживание

 - потери

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 вывезаемое в чистом виде отсутствуют т.е. $\rho = 0$, $U_0 = 0$.

Коэффициент заорення разубоженного угля определяется количеством породы из междумастей по формуле:

$$R = \frac{(m_2 + m_4) \beta_1}{(m_1 + m_3 + m_5) \beta_0 + (m_2 + m_4) \beta_1} = 0,346 \text{ или } \text{ед.}$$

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

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

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

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

Зольность концентрата (ф.4.7):

$$A_{\text{к}} = A_{\text{исх}} + 78,5 \cdot \left(\frac{A_{\text{исх}}}{100} \right)^3 = 24,7 \%$$

Для рядовых углей Ангренокого месторождения оптовая цена установлена $U_0 = 10$ 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:

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

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

Реализация угля будет равна (ф.4.5)

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

Затраты на буровзрывную подготовку, экокавадку, транспорти-

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

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

$$C_2 = 0,128 \cdot \left(0,8 + \frac{1}{1,26} \right) \cdot 1,26 \cdot 18000 = 19722 \text{ руб.}$$

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

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

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

Прибыль по технологической схеме:

$$\Pi = D - C = 35076 \text{ руб.}$$

Прибыль на 1 т балансовых запасов (ф.4.IO или 4.II):

$$\bar{\Pi} = 1,56 \text{ руб/т}$$

Количество реализуемого угля (ф.5.I):

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

Вариант 2. При данном варианте уголь в чистом виде не является, потери его в забое, в результате присочки породы из мелкодуластик, также отсутствуют, поэтому $Q_1 = 0$, $P = 0$.

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

$$R = \frac{2 \cdot n \cdot \Delta \delta_1}{2 \cdot n \cdot \Delta \delta_1 + (m_1 + m_3 + m_2) \cdot \delta_0} = 0,192 \text{ или } \dots$$

где n - количество пластов ($n=3$);

Δ - толщина слоя породы, применяемой к углям
($\Delta=0,16\text{м}$);

ρ_0, ρ_1 - плотность угля и породы, т/м^3 .

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

$$A_{\text{н}} = 25(1-0,192) + 80 \cdot 0,192 = 35,56\%$$

Выход концентрата (ф.4.8):

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

Зольность концентрата (ф.4.7):

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

Оптовая цена реализуемого угля

$$L_i = 10 \left[1 + (21,2 - 21,53) \cdot 0,025 + (32,3 - 33) \cdot 0,02 \right] = 9,78 \text{ руб/т.}$$

Объем реализации в оптовых ценах (ф.4.5):

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

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

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

$$C_3 = 0,06 \cdot 3 \left(\frac{1}{1-0,192} + \frac{-0,192}{1-0,192} + 2,6 + \frac{1}{0,192} \right) \cdot$$

$$\left(1 - \frac{61,64}{100} \right) \cdot 1,26 \cdot 18000 = 55009 \text{ руб.},$$

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

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

Прибыль по технологической схеме:

$$\Pi = 53249 \text{ руб.}$$

Прибыль на 1 т балансовых запасов (ф. 4.IO или 4.II):

$$\Pi' = 2,36 \text{ руб/т.}$$

Количество реализуемого угля (ф. 5.I)

$$Q = \frac{61,64}{100} \cdot \frac{1}{1-0,192} \cdot 126 \cdot 100 = 17302 \text{ т}$$

Вариант 3. При данных вариантах потери угля в забое обусловлены выщелочной почвой (кровля) пласта и определяются в зависимости от толщины выщелачиваемого слоя по формуле

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

где n - количество обрабатываемых пластов;

Δ_y - толщина теряемого слоя угля ($\Delta_y = 0,16 \text{ м}$);

m_1, m_2, m_3 - мощности пластов, м.

Забросение угля породой обусловлено присечкой породы в кровле (почве) пласта и определяется в зависимости с толщиной прилегаемого слоя по формуле

$$R = \frac{n \Delta_n}{n \Delta_n + (m_1 + m_2 + m_3 - 3\Delta_y) \rho_0} = 0,114 \text{ доли в\%}$$

Зольность разубоживенного угля (ф. 4.9):

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

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

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

Зольность конц. угля (ф. 4.7):

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

Оптовая цена реализуемого угля

$$C = 10 \left[1 + (21,2 - 20,4) \cdot 0,025 + (32,5 - 33) \cdot 0,02 \right] = 0,06 \text{ руб/т}$$

Сумма реализации (ф. 4.5):

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

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

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

$$C_3 = 0,118 \cdot 3 \left(\frac{1-0,075}{1-0,114} + \frac{0,075-0,114}{1-0,114} + 2,6 + \right. \\ \left. + \frac{1-0,075}{1-0,114} \left(1 - \frac{67,27}{100} \right) \right) \cdot 1,26 \cdot 18000 = 54466 \text{ руб.}$$

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

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

Прибыль по технологической схеме

$$D - C = 47361 \text{ руб.}$$

Прибыль на I т балансовых запасов (ф. 4.IO или 4.II):

$$P = 2,1 \text{ руб./т.}$$

Количество реализуемого угля (ф. 5.I)

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

Вариант 4. Извлечение горной массы производится в той же степени завершенности, как в предыдущем варианте. Отгружаемый из забоя уголь реализуется в рядовом виде без обогащения. Потери угля в забое $\rho = 0,075$ дол.ед., коэффициент засорения $\mathcal{K} = 0,114$

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

При фактической влажности $W = 30\%$ оптовая цена составит

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

Сумма реализации

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

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

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

$$C_3 = 0,063 \cdot \left(\frac{1 - 0,075}{1 - 0,114} + \frac{0,075 - 0,114}{1 - 0,114} + 2,6 \right) \cdot$$

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

$$C_5 = 0,118 \cdot \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{0,075 - 0,114}{1 - 0,114} + 2,6 \right) \cdot 1,26 \cdot 18000 = 15999 \text{ руб.}$$

Прибыль по технологической схеме:

$$\Pi = D - C = 91629 \text{ руб.}$$

дельная прибыль:

$$\bar{\Pi} = 4,06 \text{ руб/т.}$$

Количество реализуемого угля

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

Вариант б. В результате зачистки породующих 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:

$$U_0 = 1 - 0,15 = 0,85 \text{ доли ед.}$$

$$\rho = \frac{n(\Delta_1 + \Delta_2)}{m_1 + m_2 + m_3} = 0,15 \text{ доли ед.}$$

где n — количество обрабатываемых 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 $A_j = 25\%$ и влажности

$W = 30\%$:

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

Сумма реализации угля в рядовом виде

$$D_0 = 1,26 \cdot 18000 (1 - 0,15) \cdot 2,51 = 183334 \text{ руб.}$$

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:

$$\Pi - D - C = 86898 \text{ руб.}$$

Прибыль на 1 т балансовых запасов

$$\Pi = 3,83 \text{ руб./т}$$

Количество реализуемого угля

$$Q = 0,85 \cdot 1,26 \cdot 18000 = 19778 \text{ т.}$$

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

Таблица II.6.

Расч. на величина	Ед. измерения	Значение величины по вариантам				
		1	2	3	4	5
Зольность отгружаемого						
на забоя угля	%	44,1	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	120827	115611	112531	96030	96436

Продолжение табл. П.6.

Расчетная величина	Ед. изме- рения	Значение величины по вариантам				
		1	2	3	4	5
Количество реализуемого угля	т	17377	17302	15928	23678	19278
Сумма реализации	руб	156050	169213	160239	188006	183334
Прибыль по технологичес- кой схеме	руб/т	35076	53249	47361	91629	86898
Удельная прибыль (на 1 т балансовых запасов)	руб/т	1,56	2,36	2,10	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 $A_{+13}^{ycr} = 5,7\%$, на отсев разубоженного угля $A_{-13}^{ycr} = 35\%$;
- 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 отработываемых разрезах пластах составляет $A_{чч} = 4,0\%$.

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, в ранних без учета ограничений (разд. I-5 методики), представлены в табл. П.7.

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

Таблица П.7

Показатели извлекаемой горной массы для планируемых
к отработке породугольных блоков

Показатели извлекаемой горной массы	Планируемые к отработке породугольные блоки									
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
Балансовые запасы в блоке, т.т.	12,86	6,43	4,5	3,86	3,21	3,26	2,56	1,93	1,6	1,29
Среднепластовая зольность, %	5,1	6,3	5,0	5,0	6,7	13,5	4,8	6,1	5,7	5,4
Зольность засоряющих пород, %	80	75	82	80	75	60	82	75	80	82
Количество угля извлекае- мого в чистом виде, доли ед.	0,9	0,8	0,7	-	-	-	-	-	-	-
Потери балансовых запасов, доли ед.	-	-	-	-	-	-	-	0,1	0,3	0,4
Коэффициент засорения угля, извлекаемого совместно с породой, доли ед.	0,61	0,61	0,61	0,31	0,36	0,47	0,39	0,48	0,47	0,48
Зольность угля, извлекаемо- го совместно с породой и подлежащего обогащению, %	50,8	48,2	52,0	28,5	31,2	35,3	34,8	38,9	40,7	42,5
Способ выемки, рекомендуе- мый без учета ограничений	последняя 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 IV - VII, а также значительную часть разубоженного угля из блока VIII. В этом случае зольность исходного продукта не превысит $A_{\text{max}} = 33,3\%$.

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

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 IV, V, VII. Остальные пласты должны быть отработаны селективно.

Таблица II.8

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

Показатели разубоженного угля	Планируемые к отработке породугольные блоки									
	IV	V	VI	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 QV 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 селективной выемкой									

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

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

8 часов 377

Отпечатано на ротативе НИИОГР

454073, г.Челябинск, пр.Ленина, 83