

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ ИСЛАМА КАРИМОВА**

ФАКУЛЬТЕТ ИНЖЕНЕРНОЙ ГЕОЛОГИИ И ГОРНОГО ДЕЛА

Кафедра “Геотехнология угольных и пластовых месторождений”

КЕЛДИЁРОВ СОБИД ШОДИЁР ЎҒЛИ

**Снижение потерь при условиях Дехканабадского меторождения
калийных удобрений**

**на соискание степени бакалавра
по направлению 5311600-«Горное дело»**

ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА

Заведующий кафедрой:

Махмудов Д.Р.

Руководитель:

ст.преп.Умаров Б.Т.

Ташкент-2018

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН
ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ ИСЛАМА КАРИМОВА
ФАКУЛЬТЕТ ИНЖЕНЕРНОЙ ГЕОЛОГИИ И ГОРНОГО ДЕЛА**

КАФЕДРА “Геотехнология угольных и пластовых месторождений”

Утверждаю _____
Заведующий кафедрой Махмудов Д.Р.
18 март 2018.

ЗАДАНИЕ

НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ

Студент: Келдиёров Собид Шодиёр угли гр.21-14 ПР

1. Тема выпускной работы: Снижение потерь при условиях Дехканабадского меторождения калийных удобрений

Утверждено на заседании кафедры. Протокол № _____ « ____ » _____ 2018 года.

2. Сдача выпускной работы “ _____ ” _____ 2018год.

3. Исходные данные по выпускной работе: Материалы предвыпускной практики, краткая геологическая и горно-техническая характеристика месторождения, угол падения и средняя мощность, коэффициент извлечения руды, годовая производственная мощность и срок службы шахты, состояние горных работ.

4. Расчетно-пояснительная записка (список рассматриваемых вопросов): Введение, краткая горно-геологическая и горно-техническая характеристика месторождения, состояние горных работ на освоения месторождения, спец. часть: Снижение потерь при условиях Дехканабадского меторождения калийных удобрений, вскрытие шахтного поля и параметры вскрытия, способ и схема подготовки шахтного поля, технико-экономические показатели, вентиляция БЖД, экология, заключение, список литературы.

5. Графическая часть (наименование чертежей)

1. Схема вскрытия и подготовка центральной части шахтного поля
2. Технология очисных работ в панели.
3. Система вентиляции.

6. Консультант (ы) по разделам выпускной работы

№ п/п	Тема раздела	Учитель- консультант Ф.И.О.	Подпись, число	
			Задание выдано	Задание выполнено
1.	Технологическая часть	ст.преп.Умаров Б.Т.		
2.	Экономическая часть	ст.преп. Умаров Б.Т.		
3.	БЖД	ст.преп. Умаров Б.Т.		

7. План выполнения выпускной работы

№ п/п	Наименование частей выпускной работы	Сроки выполнения (число)	Отметка о выполнении и задания
1.	Введение. Анализ горно-геологических условия Тюбегатанского месторождения калийных солей	11.04.17- 16.04.17	01.05.17- 06.05.17
2.	Основные технологические параметры Тюбегатанского месторождения калийных солей	18.04.17.- 23.04.17	13.05.17- 18.05.17
3.	Технико-экономические показатели	07.05.17- 20.05.17	29.05.17- 03.06.17
4.	Вентиляция рудника	01.06.17- 05.06.17	05.06.17- 10.06.17
5.	Безопасность жизнедеятельности	05.0.6.17- 10.06.17	12.06.17- 17.06.17
6.	БЖД	10.05.17- 15.06.17	15.06.17- 17.06.17

Число выдачи задания “ _____ ” _____ 2018год.

Руководитель выпускной работы _____ Умаров Б.Т.

Получил задание для выполнения “ _____ ” _____ 2018г.

Содержание

Введение.....	5
I. Краткая геологическая и горно-техническая характеристика месторождения	9
1.1. Горно-геологических условия месторождения Тюбегатан.....	9
1.2. Горнотехнические условия эксплуатации месторождения	14
II. Основные технологические параметры Тюбегатанского месторождения калийных солей.....	16
2.1. Вскрытие шахтного поля и параметры вскрытия.....	16
2.2. Способ и схема подготовки шахтного поля.....	18
2.3. Система разработки шахтного поля.....	19
2.4. Технология и механизация очистных работ.....	23
III. Техничко-экономические показатели	34
IV. Вентиляция рудника.....	41
V. Безопасность жизнедеятельности.....	44
VI. Горная экология	51
Заключение.....	55
Использованная литература.....	56

ВВЕДЕНИЕ

Мировое производство и потребление калийных удобрений неуклонно увеличиваются, достигнув в 2005г. соответственно 28,0 и 26,0 млн т (в пересчете на K_2O).

На заседании Кабинета Министров, посвященном основным итогам 2011 года и приоритетам социально-экономического развития на 2012 год Президент Республики Узбекистан И.Каримов выступил с докладом «2012 год станет годом поднятия на новый уровень развития нашей Родины» и особо подчеркнул: «...В текущем 2012 году предусматривается реализация проектов, имеющих исключительно важное значение для дальнейшей диверсификации нашей экономики, в том числе строительство второй очереди Дехканабадского завода калийных удобрений».

Наиболее высокий прирост этих показателей (более чем в 3 раза) приходился на 1960-1985 гг. К 1995 г. их значения сократились до 24,3 и 21,0 млн т K_2O . Это было обусловлено, с одной стороны, насыщением в развитых странах рынка минеральных удобрений, включая калийные, а с другой – падением их производства и использования в странах СНГ, особенно в России. Российская доля в мировом производстве понизилась с 18 % в 1985 г. до 11,6 % в 1995 г., потребление соответственно с 10,7 до 0,8 %.

Редкость проявлений месторождений калийных руд в мире и необходимость крупных инвестиции для их разработки предопределили монополизацию калийной отрасли. Лишь 9 компаний контролируют 90% мирового выпуска калийных удобрений, что делает рынок данной продукции одним из самых консолидированных товарных рынков в мире.

Для роста и развития сельскохозяйственным растениям необходимо получать углерод, кислород и водород, а также ряд минеральных элементов. Основными из этих элементов являются азот, фосфор и калий, на них и основаны наиболее употребляемые в сельском хозяйстве типы удобрений. Применяются также комплексные удобрения, содержащие в себе два или три из необходимых элементов. Важным моментом является то, что разные типы минеральных удобрений дополняют, а не заменяют друг друга: необходимо использовать удобрения всех типов в комплексе – иначе недостаток какого-либо из питательных веществ станет лимитирующим фактором для увеличения урожайности выращиваемых сельскохозяйственных культур.

Основной движущей силой спроса на минеральные удобрения является рост населения земного шара, существенно опережающий рост площади

пахотных земель. Без применения удобрений нынешнего количества земель хватило бы для того, чтобы прокормить лишь 2-3 млрд. из ныне живущих на планете 7 млрд. человек.

При этом, мировое количество пахотных земель в течение последних лет относительно стабильно, в то время как население земного шара продолжает расти с темпами более 1% в год. По прогнозам ООН, в 2010 году население земли достигла 6,9 млрд. человек (по сравнению с 6,7 млрд. человек в 2007 году), а к 2020 г. – 7,7 млрд. человек.

Увеличение интенсивности использования удобрений представляется в данной ситуации единственным выходом решения проблемы обеспечения продовольствием возрастающего населения земного шара.

В Узбекистане решающее влияние на спрос калийных удобрений имеет выращивание хлопка на полях, занимающих 30% общей посевной площади. Второе и третье место среди возделываемых культур занимают зерновые и кормовые культуры.

Культура хлопчатника играет ведущую роль при определении потребности в калийных удобрениях.

В Республике Узбекистан по данным Министерства сельского и водного хозяйства научно-обоснованный спрос на калийные удобрения составляет 280,9 тыс. т.

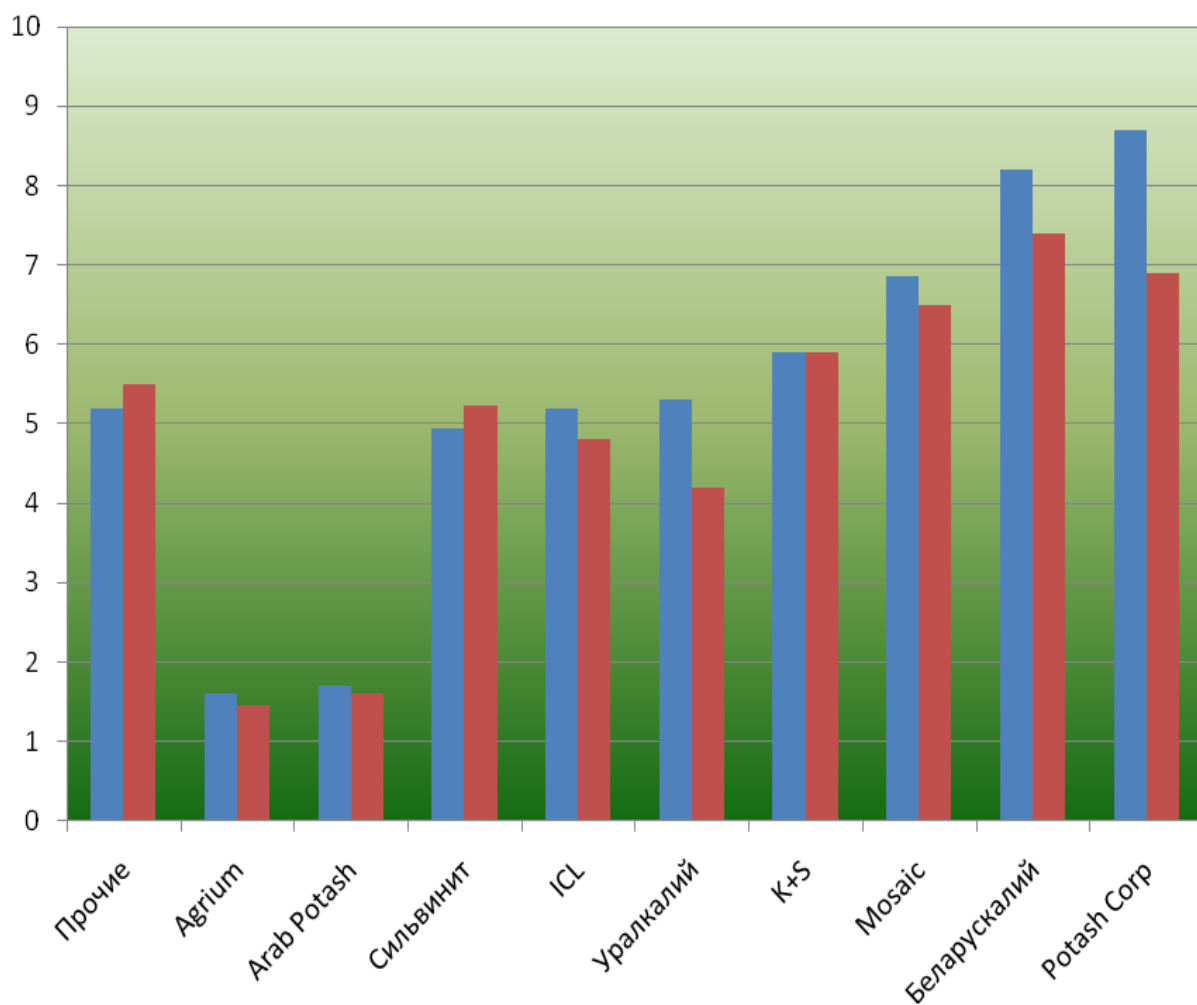
Объем импорта калийных удобрений (хлористый калий), по данным ГАК «Узкимёсаноат» (№052-3376/Ш от 21.09.2007г.), в 2004 году составил 26,6 тыс.т, 2005 году – 29,1 тыс.т, 2006 году – 31,9 тыс.т и импорт в 2007 года – 35,0 тыс.т.

Производство калийных удобрений в Узбекистане отсутствует, и его организация позволит не только решить вопросы импортозамещения, но и начать экспорт калийных удобрений.

Производства калийных удобрений расположены лишь в тринадцати странах мира, причем на долю трех крупнейших производителей (Канады, России и Беларуси) приходится около 2/3 общемирового объема производства.

Крупнейшими производителями калийных удобрений являются: PotashCorp. (Канада), Беларуськалий (Беларусь), K+S (Германия), Mosaic (Канада), IsraelChemicals (Израиль), а также российские Уралкалий и Сильвинит.

Производство калийных удобрений, млн.тонн



Среди ведущих производителей калийных удобрений существует две бизнес-модели. Так, производители из СНГ (Беларускалий, Уралкалий, Сильвинит), а также иорданская ArabPotash являются чисто калийными компаниями – реализация калийных удобрений обеспечивает им более 90% выручки. Остальные крупные производители (PotashCorp, Mosaic, K+S, IsraelChemicals, Agrium) являются диверсифицированными холдингами по производству различных видов удобрений (а иногда и другой химической продукции) – на долю калийного сегмента у них приходится менее 1/3 совокупной выручки компании.

Организация нового производства в калийной отрасли, по оценкам экспертов, требует около 5-7 лет, что значительно больше, чем в сегменте фосфорных (3-4 года) или азотных (2-3 года) удобрений. При этом затраты на новый рудник, по данным канадской PotashCorp, составляют около \$2 млрд. на 2 млн. тонн мощности, что предопределяет существенные барьеры для входа новых производителей.

Ожидаемые темпы роста потребления калийных удобрений, превосходят прогнозируемые темпы роста потребления других видов удобрений, главным

образом, ввиду недостаточного потребления калия такими крупными потенциальными потребителями как Китай и Индия. Наличие барьеров для входа на рынок делает производство калийных удобрений наиболее привлекательным сегментом сектора минеральных удобрений в целом.

Стоит отметить, что крупнейшие производители проводят скоординированную политику при экспорте своей продукции. Так канадские компании (PotashCorp, Mosaic и Agrium) создали компанию Canpotex, которая управляет экспортными потоками всех членов синдиката и ведет скоординированные переговоры с зарубежными потребителями. Два из трех производителей из СНГ – Уралкалий и Беларуськалий также сформировали своего трейдера для управления зарубежными продажами – Белорусскую калийную компанию (БКК). Таким образом, на рынке сформировалась своеобразная «дуополия»: под контролем двух крупнейших экспортеров – БКК и Canpotex находится около половины всего мирового экспорта калийных удобрений. В переговорах с крупными зарубежными потребителями компании «дуополии» придерживаются стратегии «priceovervolume», стремясь добиться привлекательных ценовых условий для своей продукции, даже в ущерб росту объемов поставок. Так, в начале 2006 года, из-за отсутствия соглашения с китайскими потребителями, канадские компании, а также Уралкалий и Беларуськалий вынуждены были сократить объемы выпуска продукции, что сказалось на результатах всего года. Однако в конечном итоге соглашение было достигнуто на выгодных для производителей «дуополии» условиях.

По степени концентрации продавцов, рынок калийных удобрений можно отнести к одним из самых высокомонополизированных товарных рынков в мире. Высокий уровень консолидации отрасли позволяет производителям добиваться привлекательных цен на свою продукцию, обеспечивая устойчиво высокую рентабельность калийного бизнеса.

По сравнению с концом 1980-х и началом 1990 годов, потребление калийных удобрений в России к настоящему моменту сократилось в несколько раз, что объясняется, главным образом, низкой платежеспособностью сельскохозяйственных производителей. В последние годы (за исключением 2006г.) внутренний рынок калийных удобрений демонстрирует устойчивый рост (CAGR – 4,6%), однако основными потребителями хлористого калия являются не сельскохозяйственные производители, а компании, выпускающие комплексные удобрения (на их долю приходится более 80% продаж на внутренний рынок). При этом 80-90% комплексных удобрений в настоящий момент, в свою очередь, экспортируется.

I. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТЮБЕГАТАН

Стратиграфия.

В геологическом строении площади месторождения принимают участие отложения юрских, меловых, палеогеновых и четвертичных систем.

Калийные и каменные соли приурочены к отложениям гаурдакской свиты юрской системы.

Гаурдакская свита - J₃km-t

По литологическому составу отложения свиты подразделяются на две подсвиты - нижнюю - ангидритовую и переходную, отнесенные к киммериджскому ярусу и верхнюю соленосную или галитовую, которая отнесена к титонскому ярусу. В пределах месторождения отложения обеих подсвит вскрыты рядом скважин, а также выходят на дневную поверхность.

Ангидритовая и переходная подсвиты.

Отложения развиты в ядре Тюбегатанской антиклинали. На дневной поверхности породы этой подсвиты резко выделяются среди окружающего ландшафта своей беловато-серой окраской.

Разрез ангидритовой подсвиты сложен монолитными мраморовидными мелкозернистыми ангидритами голубовато-белого и серого цветов.

Переходная подсвита представляет собой переслаивание через 0,5-14,0 м пластов ангидритов и каменной соли.

Ангидрит мелкокристаллический плотный с нитевидными прожилками битуминозного известняка.

Каменная соль белая, серая, крупно- и среднекристаллическая, битуминозная. Мощность переходной свиты 50-100 м. Общая мощность отложений равна 350-380 м.

Галитовая (соленосная) подсвита

Верхняя часть гаурдакской свиты (галитовая подсвита) условно делится на две части:

- нижнюю - некалиеносную, сложенную в основном серой и розовой каменной солью;
- верхнюю - калиеносную, представленную чередованием пачек розовой и темно-розовой каменной соли с пластами и линзами сильвинита карбонатно-глинистой каменной соли, карналлитовых и ангидритовых пород.

В пределах площади месторождения отложения галитовой подсвиты обнажены в сводовой части структуры Лялмикан в районе скважин 61,63,67.

Здесь на стенках карстовых провалов и воронок обнажается каменная соль розового, темно-розового, серого цвета, местами глинистая, с прожилками ангидрита.

Порода - крупнокристаллическая, плотная, толстослоистая. Скважинами отложения галитовой толщи подсечены на всей площади месторождения.

Меловая система включает отложения альмурадской, кызылташской, кузбулакской и калигрикской свит.

Отложения альмурадской свиты согласно перекрывают буро-красные песчаники карабильской свиты. На дневной поверхности они прослеживаются почти по всем протяжении первой от ядра структуры горной гряды, на северо-западных крыльях Тюбегатанской и Лялмиканской антиклиналей. Представлены отложения альмурадской свиты красноцветными глинами, алевролитами с пластами гипсов и доломитизированных известняков.

Отложения кызылташской свиты хорошо обнажены и прослеживаются на крыльях Тюбегатанской и Лялмиканской антиклинальных структур. От нижележащих отложений породы кызылташской свиты отличаются более темным коричневато-красным цветом и отсутствием характерных для альмурадской свиты карбонатных пород и гипсов.

Породы окузбулакской свиты выходят на дневную поверхность между первой и второй горными грядами вдоль северо-западного крыла Тюбегатанской и Лялмиканской структур. Разрез представлен пачкой лагунных пестроцветных алевролитистых глин с прослойками гипсов и песчаников, алевролитами и в основании пласта - известняками-ракушняками мощностью 0,5-4,0 м. Перекрываются пестроцветными глинами, равномерно переслаивающимися с белыми и розовыми гипсами. Для верхней части разреза характерно присутствие прослоев песчаников 0,2-0,4 м.

Отложения калигрикской свиты обнажаются в основании второй горной гряды вдоль всего северо-западного крыла Тюбегатанской структуры. Представлены известняками мощностью 0,35-0,8 м, а также - глинами с прослоями алевролитов, песчаников, известняков и гипсов. Разрез заканчивается песчаниками серого цвета.

Дербентская, лучакская, аккапчигайская, ширабадская свиты (объединенные) сложены глинами, известняками, песчаниками, ракушняками, гравелитами.

Палеогеновая система представлена отложениями бухарских (гипсы, известняки) и сузакских (бентонитоподобные глины) слоев.

Четвертичные отложения имеют сравнительно ограниченное распространение и развиты в основном в руслах саев.

Тектоника

Собственно месторождение приурочено к северо-западному пологому крылу Тюбегатанской антиклинали в северо-восточной части Лялмиканской структуры.

Тюбегатанская антиклиналь представляет собой крупную брахиантиклинальную складку с крутым (до 50°) юго-восточным и пологим ($15-20^\circ$) северо-западным крыльями. Складка имеет северо-восточное простирание, протягивается на расстояние 30 km, достигая в ширину 12-15 km и уходит в северо-восточном направлении за пределы описываемой площади. В пределах структуры в складчатость вовлечен весь комплекс мезо-кайнозойских осадков.

Центральная часть структуры размыта, и в ее ядре выходят непосредственно на дневную поверхность или под антропогенные образования породы верхнеюрского возраста. Обрамляющие ядерную часть структуры меловые отложения, вследствие различного литологического состава пород и различной их крепости, образуют несколько параллельных уступообразных гряд с обрывистыми юго-восточными и пологими северо-западными склонами.

Северо-западное крыло структуры в своей северо-восточной части осложнено небольшой куполовидной структурой второго порядка, так называемым Курганташским куполом, в ядре которого на дневную поверхность выходят отложения гаурдакской свиты. Купол имеет 3-3,5 km в диаметре. Падение пластов нижнемеловых отложений, слагающих крылья купола, в его приядерной части крутое (до $40-50^\circ$), но по мере удаления от нее пласты выполаживаются, и начиная с отложений нижнего альба угол падения пластов не превышает $10-15^\circ$, что характерно для всего северо-западного крыла Тюбегатанской антиклинали.

Морфологические особенности Курганташского купола позволяют предполагать наличие в нем складчатости диапирового типа. Однако пластичные породы (каменная соль и ангидриты) не протыкают здесь нижнемеловые отложения, а лишь приподнимают их. Вследствие этого вблизи ядра наблюдается некоторое сокращение мощности глинистых прослоев в отложениях карабильской и альмурадской свит.

Юго-западнее Курганташского купола до поймы р. Дарья соли гаурдакской свиты и перекрывающие отложения нижнего мела находятся в

нормальном стратиграфическом контакте и имеют согласное залегание, без каких либо существенных деформаций.

Гидрогеологические условия месторождения.

Рельеф района местности предгорный, расчлененной многочисленными саями. Постоянные водотоки отсутствуют.

На площади Тюбегатанского месторождения калийных солей выявлены многочисленные водоносные горизонты, не имеющие гидравлической связи между собой, о чем свидетельствуют естественные выходы подземных вод на различных гипсометрических высотах, разделены пластами водоупорных глин и аргиллитов. Подземные воды, как в верхнеюрских, так и в нижнемеловых отложениях на участках выхода этих пород на дневную поверхность, имеют свободное зеркало. При погружении с водоносными породами на крыльях антиклинали на значительную глубину, под перекрывающие их толщи водоупорных отложений, подземные воды становятся напорными с затрудненными условиями водообмена.

Водоносность гипсо-ангидритов киммериджского яруса обеспечивается наличием трещин и карста. До глубины 100-150 м безводны, сдренированы саями. По типу минерализации воды сульфатно-кальциевые. Расходы родников и колодцев – 0,01-0,1 L/s. Процесс карстообразования при погружении затухает. Проведенные в скв. 1-г гидрогеологические наблюдения показали полное отсутствие подземных вод.

Отмеченные мелкие нарушения не являются водоносными и практически изменений в продуктивной толще не вызывают.

Нижнемеловые водоносные горизонты (пласты песчаников и алевролитов) не имеют гидравлической связи между собой, о чем свидетельствуют естественные выходы подземных вод и разделены пластами водоупорных глин.

Основной областью питания водоносных горизонтов являются выходы водовмещающих горизонтов на дневную поверхность. Как правило, водоносные площади невелики, и учитывая малое количество выпадающих атмосферных осадков нельзя ожидать значительного накопления подземных вод в водоносных горизонтах. Динамические запасы подземных вод нижнего мела в весеннее время быстро дренируются многочисленными саями и долиной р. Шордарья, в летний период наблюдаются только немногочисленные источники, суммарный дебит которых не превышает 0,5 l/s.

Общее движение подземных вод происходит в западном – юго-западном направлении. Разгрузка вод нижнемеловых горизонтов не отмечена. Частичная разгрузка происходит за счет выклинивания вод по склонам саев.

Водоносность четвертичных отложений. Наиболее обводненными являются аллювиальные отложения р. Шордарья. Делювиальные отложения в большинстве случаев безводны и только в некоторых глубоких саях имеются локальные водоносные горизонты.

Площадь месторождения на разведанную глубину до 400 м практически безводна. Гидрогеологические условия до этой глубины в контурах разведки запасов категорий А и В являются простыми.

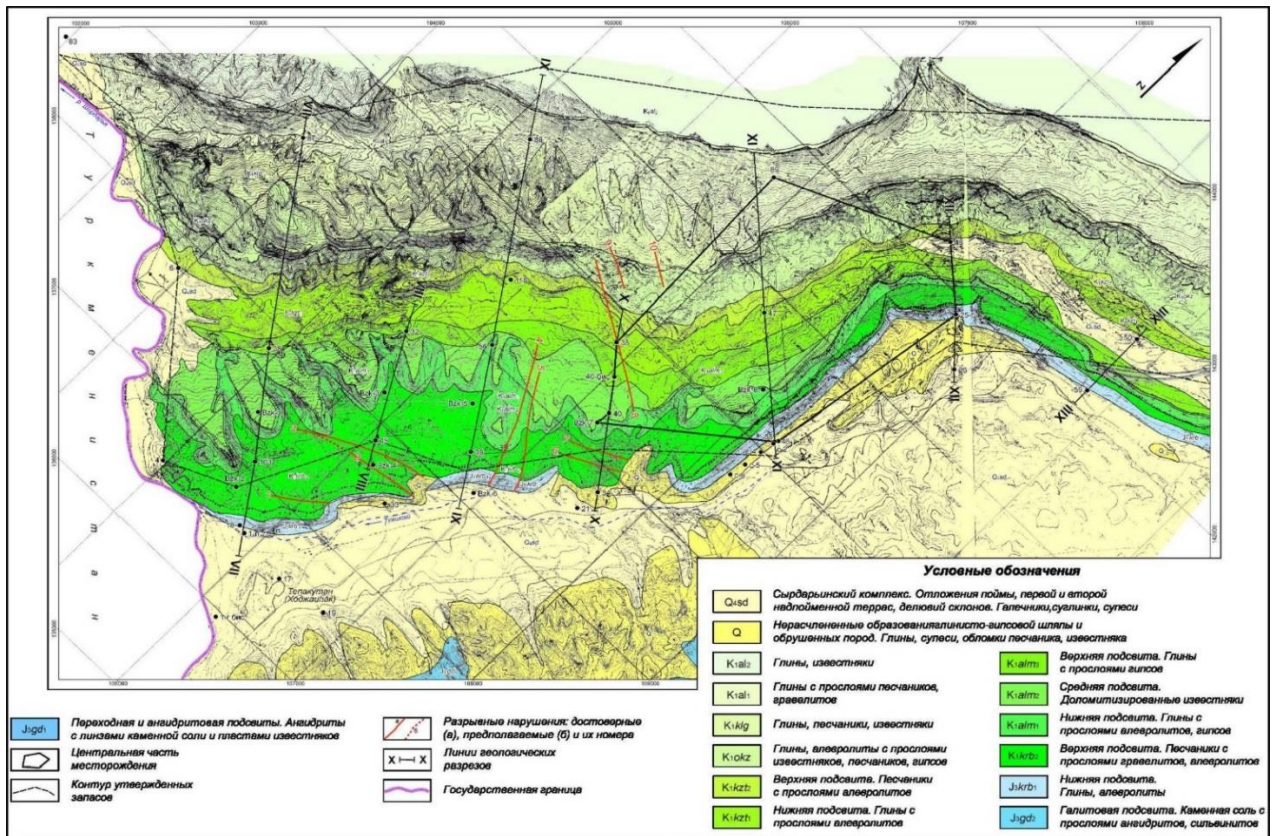
При отработке месторождения возможны водопроявления в весенний и осенний периоды в незначительных объемах.

Соляная толща в пределах разведанной смежных с ней участков находится в благоприятных условиях и характеризуется следующими факторами:

1. Наличием выдержанной по мощности и простирающую ненарушенной водоупорной 350 – метровой по мощности толщи ангидритов киммериджа, подстилающих продуктивную соляную толщу.
2. Отсутствием остаточных маточных рассолов в самой толще солей.
3. Наличием в кровле соли водоупорных аргиллитоподобных глин нижней подсвиты карабильской свиты мощностью до 100 м, предохраняющих соляную толщу от проникновения над солевых вод, развитых в перекрывающих отложениях нижнего мела.

Суммарная мощность водоупорной толщи над промышленным пластом сильвинита, состоящей из солей, залегающих выше него, и глин карабильской свиты достигает 318 м (скв. 57).

При ведении горно-проходческих и эксплуатационных работ особое значение имеет характер и степень обводненности пород, слагающих месторождение.



1.2. Горнотехнические условия эксплуатации месторождения.

На большей части площади месторождения пласт сильвинита имеет спокойное залегание, пологие углы падения ($10-16^\circ$), относительно выдержанную мощность. Коэффициент вариации пласта составляет 54%.

Глубина залегания промышленного пласта в пределах месторождения изменяется от 117,10 м до 925,10 м. Минимальные глубины залегания характерны для юго-восточной части месторождения.

Прослеженные на месторождении дизъюнктивные нарушения развиты в основном лишь в перекрывающих соляную толщу отложениях нижнего мела. Это связано с особенностями тектоники, обусловленными наличием пластических деформаций 750 м толщи пород (ангидрит, каменная соль) гаурдакской свиты.

В соответствии с условиями залегания промышленного пласта сильвинита и рельефом местности разработка месторождения предполагается подземным шахтным способом.

Результаты определения некоторых физико-механических свойств показывают, что песчанки верхней подсвиты карабулькской свиты очень крепкие с пределом прочности на сжатие от 1068,0 до 1661,3 kg/cm^2 и в монолитном состоянии обладают незначительным водопоглощением -1,44%. Объемный вес песчаников – 2,50 g/cm^3 .

Прочность глин и аргиллитов нижней подсвиты карабильской свиты колеблется от 182,7 до 534 kg/cm^2 , что свидетельствует о неоднородности их гранулометрического состава. Проведенными лабораторными испытаниями физико-механических свойств 4 монолитов показал, что механическая прочность песчаников верхней подсвиты карабильской свиты в сухом состоянии колеблется от 690,7 до 1366,8 kg/cm^2 , в водонасыщенном состоянии – от 699,1 до 1259,8 kg/cm^2 .

Коэффициент размягчения составляет 0,73 – 0,94.

Водопоглощение находится в пределах от 1,64 до 3,63%; объемный вес от 2,32 до 2,46 t/m^3 .

Механическая прочность после замораживания в пределах 503,2 – 1154,1 kg/cm^2 .

Коэффициент морозостойкости от 0,79 до 0,98.

Толща каменной соли характеризуется пределом прочности на сжатие равным 227,2 – 279,4 kg/cm^2 .

Объемный вес каменной соли равен – 2,15 t/m^3 , коэффициент разрыхления составил 1,87, объемный вес сильвинитовой руды промышленного пласта составляет 2,05 t/m^3 .

Сильвинит и каменная соль характеризуются хорошей ломкостью, сравнительно легко раздробляются и отделяются от массива.

Запасы калийных солей

Запасы калийных солей месторождения Тюбегатан первоначально подсчитывались и утверждались по состоянию на 01.04.1966 года.

По заданию компании «СІТІС» в 2005 году Госкомгеологией РУз было выполнено заверочное бурение и составлен геологический отчет для экспертной оценки Тюбегатанского месторождения каменных и калийных солей.

Запасы калийных солей пересчитаны и утверждены Гос. комиссией Рес. Узбекистан по запасам полезных ископаемых протоколом № 304 от 17 октября 2007 года.

Запасы калийных солей на месторождении Тюбегатан на 17.10.2007 года

Таблица 1.

Категории	Блоки	Сырые калийные соли, тонн	Содержание KCl, %	Сильвинит (KCl), тонна	В пересчете на K ₂ O (KCl/1,583)
В	I	23 725 829	40,78	9 675 393	6 112 061

	II	14 080 671	36,05	5 076 082	3 206 621
Всего В		37 806 500	39,02	14 751 475	9 318 682
C ₁	III	10 501 297	32,49	3 411 871	2 155 319
	IV	9 806 972	34,74	3 406 942	2 152 206
	V	28 405 190	42,00	11 930 180	7 536 437
	VI	26 302 088	32,84	8 637 606	5 456 479
	VII	6 464 259	35,15	2 272 187	1 435 367
	VIII	9 893 174	34,72	3 434 910	2 169 873
	IX	10 683 011	45,70	4 882 136	3 084 103
	X	46 569 399	33,58	15 638 004	9 878 714
	XII (верхний пласт)	11 695 301	35,09	4 103 881	2 592 470
Всего C₁		160 320 692	36,00	57 717 717	36 460 968
Всего В+C₁		198 127 192	36,58	72 469 193	45 779 650
C ₂	XII	49 476 920	33,98	16 812 257	10 620 503

II. ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ТЮБЕГАТАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

Мощность рудника установлена техническим заданием на проектирование и составляет 700 тысяч тонн сырой руды в год. Срок существования рудника определяется в зависимости от срока работы обогатительного комплекса и составит в пределах 25-30 лет. После реконструкции комплекса срок может быть увеличен ввиду большого количества запасов руды месторождения.

2.1. Вскрытие шахтного поля

Вскрытие месторождения, учитывая рельеф местности, вскрывается осуществлено двумя наклонными стволами. Стволы проводятся под углом 6° . Площадь поперечного сечения стволов в проходке составляет $23,4 \text{ м}^2$, в свету 18 м^2 а после усадки крепи составляет $16,8 \text{ м}^2$.

Сечение стволов определено исходя применения в них самоходного оборудования и конвейера. Расстояние между стволами составляет 17,75 м.

В наклонные стволы можно попасть через траншеи. Траншея транспортного ствола поведена с горизонта +940,6м, а траншея конвейерно- транспортного ствола проведена с горизонта +941,2 м.

На первом этапе разработки месторождения стволы проходят с горизонта +931,7 м. Транспортный ствол пройден до горизонта +908,33м, а конвейерно-транспортный ствол пройден до горизонта +911,1 м.

Стволы имеют следующую длину:

- транспортный ствол №1-223,6м;
- конвейерно транспортный ствол №2-197,1 м

Назначение стволов следующее:

-наклонно воздухоподающий транспортный ствол №1 предназначен для подачи свежего воздуха в шахту, по стволу производится доставка рабочих и специалистов к рабочим местам, спуск материалов и оборудования;

-наклонно конвейерный ствол №2 предназначен для удаления исходящей вентиляционной струи воздуха из рудника, в нем установлены ленточные конвейера марки КЛ1000А для транспортировки сальвинитовой руды.

Расстояние между стволами составляет 17,75 м

Вскрытие запасов центральной части шахтного поля вскрыто главными уклонами, которые пройдены от наклонных стволов. В подстилающей каменной соли в северном направлении от стволов проведено два главные транспортные (воздухоподающие) уклоны, конвейерно вентиляционный уклон и вентиляционный уклон. Воздухоподающие и вентиляционные выработки проводятся вдоль изогипс пласта на разных горизонтах соосно друг над другом.

Проходка стволов в четвертичных отложениях осуществлено при помощи отбойных молотков и погрузочно- доставочных машин.

В каменной соли стволы пройдены буровзрывным способом с применением контурного щадящего взрывания, исключаящего образования трещин в законтурном соляном массиве и обеспечивающий ровную поверхность. При проведении выработок до проектного контура применено электросверла и отбойные молотки.

Шахтное поле разделено на три части: центральная, юго-западная и северо-восточная.

Характеристика вскрывающих выработок

Таблица 2.

Наименование выработки		Площадь поперечного сечения в проходке м ²	Площадь поперечного сечения в проходке м ²	Ширина выработки по почве в свету, м	Высота выработки в свету, м
Ствол №1	Вчетвертичных отложениях	23,5	16,9	5,4	3,6
	в каменной соли	15,5	15,5	5,1	3,1
Ствол №2	в четвертичных отложениях	23,5	16,9	5,4	3,6
	в каменной соли	20,3	20,3	6,6	3,1
Главный транспортный уклон (штрек) №1		15,5	15,5	5,1	3,1
Главный транспортный уклон (штрек) №2		15,5	15,5	5,1	3,1
Главный конвейерно-вентиляционный уклон (штрек)		15,5	15,5	5,1	3,1
Главный вентиляционный уклон (штрек)		15,5	15,5	5,1	3,1

2.2. Способ и схема подготовки шахтного поля

При выборе схемы подготовки шахтного поля учтено наклонное залегание промышленного пласта Нижний II - угол падения 10⁰.

В связи с этим принято решение о расположении главных подготовительных выработок на шахтном поле таким образом, чтобы углы их наклона не превышали 6⁰ (это необходимо для обеспечения благоприятных условий эксплуатации самоходного вспомогательного транспорта и ленточных конвейеров).

Учитывая эти факторы, главные транспортные и конвейерные выработки располагаются вдоль изогипс пласта Нижний II, т.е. вдоль длинной стороны месторождения, а принятое расположение панели №2 позволяет сориентировать панельные штреки, также вдоль изогипс пласта Нижний II очистные камеры по простиранию пласта, что также является весьма важным условием для эффективной работы комбайновых комплексов (т.е. в камерах горизонтальных или с небольшими уклонами).

Учитывая перечисленные факторы, приняты:

- панельная схема подготовки шахтного поля, характеризующаяся относительно низкими удельными объемами горно-подготовительных работ, при этом панели расположены под углом к главным выработкам, что позволяет соблюсти уклон панельных выработок не более 6^0 ;
- диагональное расположение очистных камер в панели, что обеспечивает минимальный уклон камер и облегчит зарубку комбайнов с выемочного штрека на камеры;
- выработки главных направлений расположены вдоль изогипс пласта и делят шахтное поле в северо-восточной части на два, а в юго-западной - на три участка, с тем;
- порядок отработки шахтного поля – прямой с оставлением предохранительных целиков вдоль главных уклонов и штреков.

С целью ускорения ввода производственных мощностей подготовка и отработка панелей предусматривается прямым порядком.

Данные условия и факторы учитываются при подготовке панели.

Для ввода панели в эксплуатацию предусматривается проходка транспортным, конвейерно-вентиляционным уклонами восточного крыла центральной части шахтного поля, панельных штреков на длину 500 м и монтаж двух конвейеров типа КЛК-1000 длиной до 500 м.

По опыту ведения очистных работ в процессе эксплуатации предусматривается отработка очистных камер длиной по 200,0 м с каждой стороны от панельных выемочных штреков.

К подготовительным относятся выработки, проводимые для подготовки панели: пластовые панельные выемочные и вентиляционные штреки, а также полевые панельные вентиляционные и конвейерно-вентиляционные штреки.

Кроме того, к ним относятся разрезные штреки и транспортные сбойки, проходческие и вентиляционные уклоны.

Для перегрузки сильвинитовой руды с панельных выемочных штреков на конвейерно-вентиляционный штрек и предусматривается бурение рудоспуск-ных скважин диаметром 500 мм при помощи бурильной установки БГА-2М-04.

Панельные подготовительные выработки проходятся одним ходом комбайна Урал-20Р сечением $15,6 \text{ м}^2$, высотой 3,1 м и шириной по почве 5,1 м.

На сопряжении панельного конвейерного штрека с конвейерным уклоном восточного крыла центральной части шахтного поля предусматривается проходка и оборудование панельного узла перегрузки сильвинитовой руды с панельного конвейера КЛК-1000 на конвейер, расположенный на конвейерном уклоне КЛК-1000.

На сопряжении конвейерного уклона восточного крыла центральной части шахтного поля с главным конвейерным штреком предусматривается проходка и оборудование панельного узла перегрузки сильвинитовой руды с конвейера КЛК-1000 на магистральный конвейер КЛК-1000.

В районе узла сопряжения заезда на пласт Нижний II Б и транспортного уклона восточного крыла центральной части шахтного поля проходится камера участкового распределительного пункта (УРП).

2.3. Система разработки шахтного поля

Основные параметры выемочного блока:

- протяженность по простиранию – 400-600 м;
- протяженность по падению – 150 м;

Отработка запасов пласта Нижний II предусматривается двумя комбайновыми комплексами. При этом два комбайновых комплекса после подготовительных работ задействуется только на очистных работах

Исходя из данных, полученных при проходке наклонных стволов, главных уклонов, а также при подготовке и отработке опытной панели выявлен ряд особенностей, влияющих на производительность комбайновых комплексов:

1. Залегание пласта Нижний II недостаточно изучено и изменчиво, присутствуют зоны замещения сильвинита каменной солью, корректировка геолого-маркшейдерской службой производится по месту, что влечет за собой незапланированные остановки для задания направления движения комбайна с учетом максимальной производительной выемки полезного ископаемого с минимальными потерями и разубоживанием, а также с поддержанием выработки в безопасном состоянии – в кровле слоя «А» имеется ангидритовый слой мощностью 40 см с развитой трещиноватостью и проявлением рассолов с содержанием $MgCl_2$ 27 %, в связи с чем при его прорезке возможно обрушение козырька подрезанного сильвинита. Данный факт влияет на качество добываемой руды - содержание нерастворимого остатка в ангидрите доходит до 10 %, что приведет к преждевременному износу резцов рабочего органа комбайна, а, следовательно, и к увеличению времени простоя комбайна для их замены.

2. Мелкокристаллическая структура пласта при отбойке руды приводит к повышенной запыленности призабойного пространства, что в свою очередь влияет на усиленный контроль машиниста за направлением движения комбайна по пласту и снижению скорости движения самоходного вагона с учетом условий безопасности по запыленному участку, а также на теплообмен электрооборудования комплекса с воздушной средой.

3. Сложное залегание промышленного пласта – угол падения 14-30⁰, привело к изменению схемы подготовки и параметров системы разработки по сравнению с проектом – проходка сбоек между выемочными штреками усложняется из-за перепада высот 3-5 м на коротком расстоянии – 18 м, зарубка на очистные камеры производится с выемочного штрека под углом 23⁰, а не как было указано в проекте 45⁰. Все это привело к более сложному режиму работы комбайнового комплекса – время на зарубку, маневрирование (перегон, разворот) комбайна, проходку вентиляционных сбоек увеличилось.

4. Более высокая, чем предполагалось, абразивность пород приводит к уменьшению скорости подачи на забой и высокому износу режцов рабочего органа комбайна, что ведет к дополнительным технологическим простоям;

5. Высокий температурный режим (разница с Верхнекамским калийным месторождением, взятым за аналог, порядка 20⁰С) приводит к дополнительным остановкам комбайнов и самоходных вагонов для охлаждения с соблюдением эксплуатационного режима.

Расчет производительности комбайновых комплексов в условиях рудника Дехканабадского завода калийных удобрений

1. Расчет времени работы комбайновых комплексов с учетом планово-предупредительных ремонтов.

Нормальная и бесперебойная работа комбайновых комплексов возможна только при тщательном и систематическом уходе за ними, своевременном проведении технологических осмотров и ремонтов.

Комбайновые комплексы работают 330 дней в году, 35 дней в году отводится на технические осмотры, ремонты и капитальные ремонты. Кроме того каждую смену производятся ежедневные осмотры – 1 час, а так же остановки на охлаждение двигателей самоходных вагонов (СВ), переносы электрооборудования и перегоны комбайнов занимают в среднем 2,5 часа в смену.

Количество дней работы комбайнов в год с учетом планово-предупредительных ремонтов (ППР) составляет:

$$B_{раб} = 365 - B_{д} - П_{д} - O_{д}$$

Где $O_{д}$ – количество отпускных дней;

$B_{д}$ – выходные дни;

$П_{д}$ – Праздник;

$$B_{раб} = 365 - B_{д} - П_{д} - O_{д} = 365 - 35 = 330 \text{ дней.}$$

Режим работы комбайновых комплексов – 3 смены по 8 часов.

Найдем чистое время работы комбайнового комплекса в смену ($T_{см}$):

$$T_{см} = 8 - 2,5 - 1 = 4,5 \text{ ч/см}$$

Всего смен в году ($C_{Г}$):

$$C_{Г} = 330 * 3 = 990 \text{ смен}$$

Всего чистое время работы комплексов в год ($T_{Г}$):

$$T_{Г} = 990 * 4,5 = 4455 \text{ часов}$$

2. Расчет производительности комбайнового комплекса при добыче руды.

Процесс работы комбайнового комплекса цикличен, сповторяющимися при выемке руды операциями и перерывами.

Цикл работы комплекса в забое может быть последовательным или параллельным. На руднике ДКЗ ведется выемка руды с параллельным циклом, т.е. комбайн ведет добычу руды параллельно доставке руды самоходным вагоном.

Рабочие циклы комплекса:

а)– последовательный цикл,

б) – параллельный цикл.

Время: t_k - выемки комбайном руды в забое и её погрузки в самоходный вагон (СВ) или в бункер перегружатель (БП) (б);

t_d - доставки руды;

t_1 - погрузки руды из БП в СВ;

$t_{кп}$ - простоя комбайна;

$T_{ц}$ - цикла.

При анализе работы комплекса и расчете его производительности необходимо учитывать, что в состав его входят различные по назначению, конструкции и производительности машины (комбайн, БП, СВ).

Поэтому для расчета времени одного цикла необходимо знать время погрузки руды из бункера перегружателя в самоходный вагон и время доставки руды самоходным вагоном до конвейера или рудоспускной скважины.

t_1 - время погрузки руды из БП в СВ составляет 1,5 минуты (справочные данные).

t_d - время доставки руды зависит от массы доставляемой руды, расстояния доставки и, соответственно, времени движения самоходного вагона до разгрузочного пункта и обратно, разгрузки СВ и маневровых операций:

$$t_d = t_m + (L_d * 2 / V_{ср}) = 3 + (200 * 2 / 75) = 8,5 \text{ мин},$$

где:

t_m – среднее время концевых маневровых операций СВ на пунктах погрузки и разгрузки руды равно 3 минуты (справочные данные).;

L_d - расстояние доставки, равно 200м (средняя длина камеры);

м/мин;

V_{cp} - средняя скорость движения СВ с учетом времени тормозного пути, $V_{cp} = V_m = k_d * k_n * L_d / (L_d + 2 * l_T) = 145 * 0,7 * 0,85 * 200 / (200 + 2 * 15) = 75$ м/мин,

V_m - средняя скорость движения СВ (порожного и груженого) по техническому паспорту, м/мин;

скорость движения СВ снижается: на 20% – при 10° и до 30% – при 15° .

k_d - коэффициент снижения скорости движения СВ по условиям дороги (принимается равным 0,7);

k_n - коэффициент на непредвиденные остановки (принимается равным 0,85);

l_T - средний тормозной и разгонный путь (принимается равным 15м);

$$V_m = (V_{гр} + V_{п}) / 2 = (10 + 7,5) / 2 = 8,75 \text{ км/ч или } 145 \text{ м/мин, где}$$

$V_{гр}$ – скорость движения вагона с грузом, равна 7,5 км/ч.;

$V_{п}$ – скорость движения вагона без груза, равна 10 км/ч.

Таким образом, время одного цикла будет равно:

$$T_{ц} = t_1 + t_d = 1,5 + 8,5 = 10 \text{ мин.}$$

Грузоподъемность СВ снижается при проведении выработок с уклоном, коэффициент снижения составляет:

0,97 – при уклоне до 5° , 0,88 – при уклоне до 10° и 0,77 – при уклоне до 15° .

Грузоподъемность используемых самоходных вагонов 5ВС-15М составляет $Q = 15$ т, применяя коэффициент поправки на уклон (принимается 0,77), получаем что за один цикл самоходный вагон доставляет:

$$Q_{ц} = Q * 0,77 = 15 * 0,77 = 11,55 \text{ тонны руды}$$

Найдем количество циклов (N) в смену:

$$N = T_{см} / T_{ц} = 4,5 * 60 / 10 = 27, \text{ где}$$

N – количество циклов в смену;

Производительность одного комбайнового комплекса в смену ($P_{см}$) равна:

$$P_{см} = N * Q_{ц} = 27 * 11,55 = 312 \text{ т/см.}$$

Производительность одного комбайнового комплекса в год (P_g) равна:

$$P_g = P_{см} * C_g = 312 * 990 = 308\,880 \text{ т/год, где}$$

$$C_g = 990 \text{ – количество смен в год.}$$

2. Расчет производительности комбайнового комплекса при горно-подготовительных работах

Процесс работы комбайнового комплекса цикличен, сповторяющимися при выемке руды операциями и перерывами, но отличается от добычных работ большим расстоянием доставки от комбайнового комплекса до места разгрузки самоходного вагона.

Используется схема, принятая при расчете ведения добычных работ.

Средняя длина доставки самоходного вагона при проходке горно-подготовительных выработок составит $L_d = 550\text{ м}$

$$t_d = t_m + (L_d * 2 / V_{cp}) = 3 + (550 * 2 / 81,8) = 16,4 \text{ мин}$$

$$V_{cp} = V_m * k_d * k_n * L_d / (L_d + 2 * l_T) = 145 * 0,7 * 0,85 * 550 / (550 + 2 * 15) = 81,8 \text{ м/мин}$$

$$V_m = (V_{гр} + V_{п}) / 2 = (10 + 7,5) / 2 = 8,75 \text{ км/ч или } 145 \text{ м/мин}$$

$$T_{ц} = t_1 + t_d = 1,5 + 16,4 = 17,9 \text{ мин}$$

$$N = T_{см} / T_{ц} = 4,5 * 60 / 17,9 = 15$$

$$P_{см} = N * Q_{ц} = 15 * 11,55 = 173 \text{ т/см}$$

$$P_{г} = P_{см} * C_{г} = 173 * 990 = 171270 \text{ т/год}$$

Проанализировав статистические данные с учетом всех перечисленных факторов результату расчетов, с учетом остановок на планово-предупредительные и ремонтные работы, капитальный ремонт, проектом принята следующая производительность комбайновых комплексов:

- при проходке горно-подготовительных – 170 тыс. т,

- при ведении добычных работ – 300 тыс. т.

Технология и механизация очистных работ

Анализ имеющихся геологических данных и результатов определения прочностных свойств пород промышленного пласта и вмещающих пород свидетельствует о том, что для расчетов параметров ведения подготовительных и очистных работ могут быть применены нормативные и методические документы, разработанные для Верхнекамского месторождения калийных солей.

Расчет параметров ведения очистных работ выполним в соответствии с методикой, представленной где в качестве основных критериев безопасности отработки месторождения, обеспечивающих сохранность сплошности ВЗТ, принимаются прогиб слоёв ВЗТ, тождественный оседанию земной поверхности, и степень нагружения междукамерных целиков. Так как ВЗТ на сегодняшний день не разделена на породные слои

то не представляется возможным рассчитать величину допустимого прогиба ВЗТ. Поэтому, в качестве основного критерия принимаем такую величину допустимой степени нагружения междукамерных целиков, которая обеспечит минимальные деформации ВЗТ у границ участка планируемого к отработке на начальном этапе. Таким значением является $C = 0,4$. На последующих этапах отработки, в центре шахтного поля, возможно применение параметров с более высокой степенью нагружения.

Рекомендуемые значения предела прочности при сжатии горных пород

Таблица 3.

Пачка, пласт, слой	№ пробы	Горная порода	Экспериментальный предел прочности при сжатии, $\sigma_{сж}$, МПа	Рекомендуемый предел прочности при сжатии, $\sigma_{сж}$, МПа
12	1034	Каменная соль крупно-гигантозернистая	24,83	24,83
Нижний III	1035	Сильвинит пестрый, крупно-гигантозернистый	22,60	22,60
Нижний II-III	1036	Каменная соль крупнозернистая, глинистая	22,68	22,73
	1037	Каменная соль средне-крупнозернистая	26,88	
	1038	Каменная соль крупно-гигантозернистая, сильно глинистая	15,88	
	1039	Каменная соль крупно-гигантозернистая, шпатовая	23,62	
Нижний II, слой а	1040	Глинисто-ангидритовый прослой с включением сильвинита	28,38	23,20
	1040	Сильвинит брекчевидной текстуры с тонкими прослоями каменной соли	22,67	
	1041	Сильвинит брекчевидной текстуры с прослоями каменной соли	22,82	
Нижний II, слой а-б	1042	Каменная соль гигантозернистая, полупрозрачная,	22,02	22,02

		шпатовая		
Нижний II, слой б	1043	Сильвинит средне - крупнозернистый, массивный	23,55	23,55

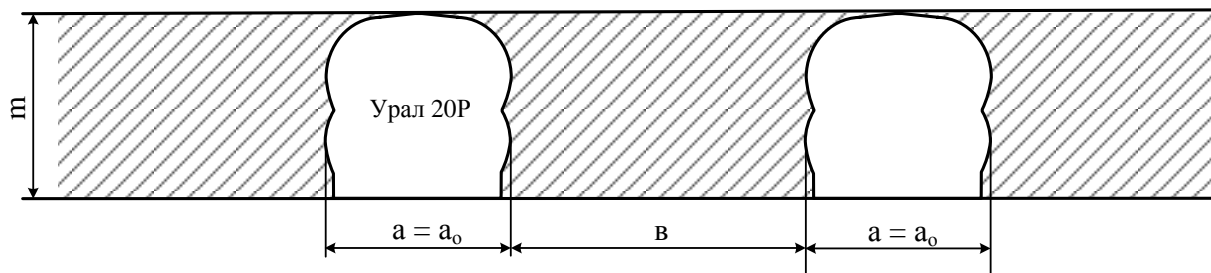
Для сравнения приведены средние значения предела прочности при сжатии соляных пород промышленных пластов Верхнекамского месторождения.

Средние значения предела прочности при сжатии горных пород Верхнекамского месторождения

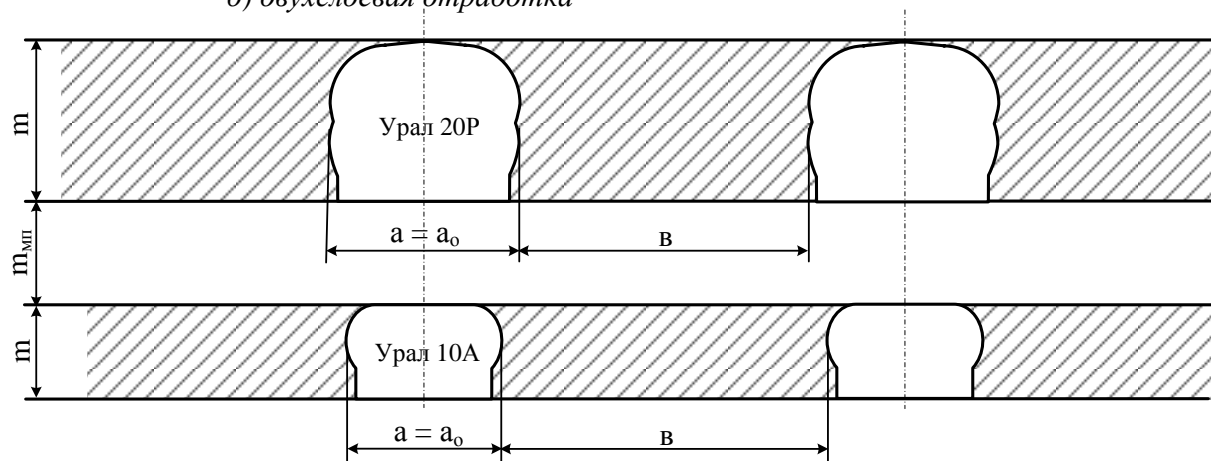
Таблица 4.

№ Пп	Горная порода	Предел прочности при сжатии, $\sigma_{сж}$, МПа
1	Каменная соль	21,50
2	Сильвинит пластов КрШ, КрЦ, КрІ.	23,00
3	Сильвинит пластов АБ, В	19,00
4	Карналлит	11,50

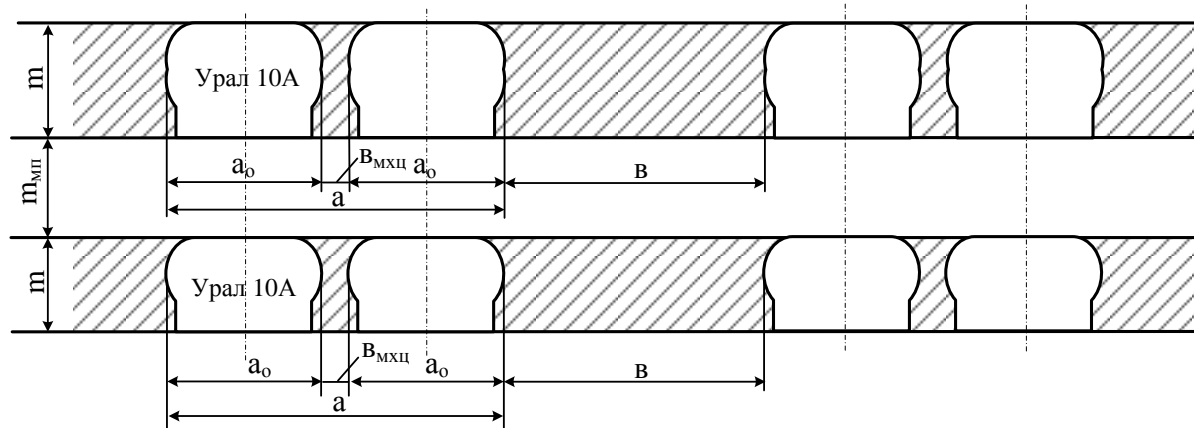
а) однослойная обработка



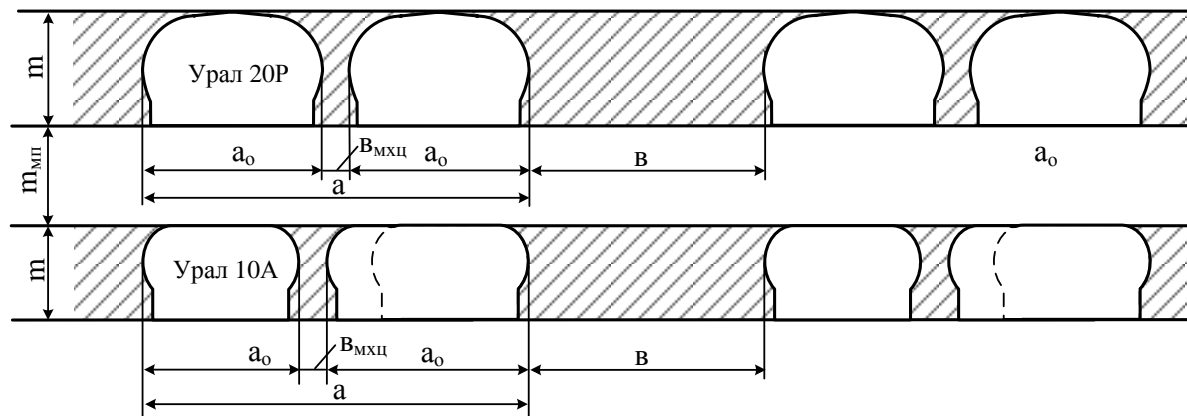
б) двухслойная обработка



с) двухслойная обработка с межходовыми целиками



б) двухслойная обработка с межходовыми целиками с «присечкой»



Комбайн Урал- 20Р

- техническая производительность, т/мин - 4.0
- форма сечения выработки - арочная
- сечение выработки, м² – 15,2
- высота, м - 3.1
- ширина, м - 5.2
- суммарная мощность электродвигателей, кВт - 726
- габариты, высота, мм -2105
- длина, мм - 8300-9800
- масса, т -61.6



Самоходный вагон 5BC-15M

- емкость кузова, м³ -11
- грузоподъемность, т -15
- максимальная скорость движения:
 - с грузом, км/ч -8
 - без груза, км/ч -9
- емкость кабельного барабана, м - 200
- радиус поворота, м -8,5
- габариты длина, мм - 8200
- ширина, мм - 2500
- высота, мм - 1640
- суммарная мощность электродвигателей, кВт - 127
- масса, т -16,6



Бункер перегружатель БП-14А

- емкость кузова, м³ -11
- грузоподъемность, т -15
- высота разгрузки, мм -1200-1880
- время разгрузки (загрузки), сек - 45
- габариты длина, мм - 8850
- ширина, мм - 2400
- высота, мм - 1850
- суммарная мощность электродвигателей, кВт - 43
- масса, т - 12



Потери и разубоживание. Качество руды

Проектные потери полезного ископаемого делятся на два класса – общешахтные и эксплуатационные.

К общешахтным отнесены потери в постоянных предохранительных целиках, оставляемых согласно мерам охраны рудника от затопления, обрушения кровли и для предотвращения горных ударов. К этим целикам относятся:

- междушахтные (барьерные) целики;
- целики около скважин глубокого бурения;
- целики под аномальными зонами.

К временно консервируемым запасам отнесены запасы в предохранительных целиках около панельных выработок и главных штреков.

Расчет эксплуатационных потерь будет выполнен исходя из принятых параметров системы разработки в различных зонах участка по аналогии с "Инструкцией по определению, учету и нормированию эксплуатационных

потерь и разубоживания на Верхнекамском калийном месторождении". Для определения эксплуатационных потерь на пласте принимается расчетный камерный блок, включающий одну пару очистных камер, пройденных с одной стартовой выработки, междукамерный целик и подготовительные выработки, проводимые в пределах расчетного блока. При расчете учтены потери в целиках внутри камерного блока, у подготовительных выработок, в целике между блоками, в контуре очистной выемки, потери в отбитом виде. Исходя из опыта работы калийных рудников эксплуатационные потери составляют 20–25% по первому варианту, 25–30% - по второму варианту. Разубоживание составляет 5–10% и 3–5% соответственно.

Проектные потери полезного ископаемого подразделяются на два класса - общешахтные и эксплуатационные.

К общешахтным потерям относятся потери в постоянных предохранительных целиках, оставляемых согласно мерам охраны рудника от затопления. К ним относятся целики:

- около скважин глубокого бурения;
- предохранительные целики у наклонных стволов.

Количество общешахтных потерь в центральной части шахтного поля приведено в таблице

Таблица 5. - Общешахтные потери

Номер скважины, участок шахтного поля	Площадь, м	Средняя мощность, м	Объемная плотность, т/м ³	Общешахтные потери, тыс.т
В околоскважинных целиках				
25-бис	35499	7,66	2,05	557,1
48	41692	2,12	2,05	181,5
89	196036	9,53	2,05	3829,0
47	53420	7,43	2,05	814,2
Vzk-8	45541	2,91	2,05	272,1
46-55	28418	3,25	2,05	189,6
35	47839	10,91	2,05	1070,3
40-бис	43521	10,35	2,05	923,0
40-Vzk-7	76024	9,68	2,05	1508,6
ИТОГО				9345,4
В предохранительных целиках у наклонных стволов				
Предохранительный целик	98398	4,15	2,05	837,0
ВСЕГО				10182,4

Для определения эксплуатационных потерь в пласте за расчетную единицу принят камерный блок. Расчетный блок включает в себя одну очистную камеру, пройденную со стартовой выработки, междукамерный целик и подготовительные выработки, проводимые в пределах расчетного блока. При расчете эксплуатационных потерь учитываются потери в целиках внутри камерного блока, у подготовительных выработок, в контуре очистной выемки и потери в отбитом виде.

Эксплуатационные потери при различных параметрах системы разработки в центральной части шахтного поля приведены в таблице их структура по панелям - в таблице

Таблица 6.

Панель	Мощность пласта Нижний П, м	Эксплуатационны епотери, %	Коэффициент извлечения, доли
Опытная панель			
Зона 1	4,89	68,49	0,3151
Панель №1			
Зона 2	4,81	57,44	0,4256
Зона 3	6,35	72,49	0,2751
Панель №2			
Зона 2	6,00	65,88	0,3412
Зона 3	6,45	72,92	0,2708
Панель №3			
Зона 2	6,06	66,22	0,3378
Зона 3	6,62	73,61	0,2639
Зона 4	7,62	74,86	0,2514
Панель №4			
Зона 1	4,45	65,35	0,3465
Панель №5			
Зона 1	5,80	73,40	0,2660
Панель №6			
Зона 1	6,96	77,86	0,2214
Панель №7			
Зона 3	3,93	56,92	0,4308
Панель №8			
Зона 4	5,22	63,30	0,3670
Панель №9			
Зона 5	6,62	68,88	0,3112
Панель №10			
Зона 1	8,11	80,97	0,1903
Зона 3	8,72	79,97	0,2003
Зона 4	8,56	77,62	0,2238
Панель №11			
Зона 5	7,67	67,76	0,3224
Панель №12			
Зона 3	9,79	82,73	0,1727

Зона 4	9,41	79,76	0,2024
Панель №13			
Зона 5	8,84	75,08	0,2492
Панель №14			
Зона 5	9,05	72,68	0,2732
Среднее значение по центральной части шахтного поля	7,11	70,97	0,2903

Таблица- Структура эксплуатационных потерь сильвинита по панелям в центральной части шахтного поля.

Таблица 7.

Панель	Эксплуатационные	Структура эксплуатационных потерь (%)		
		вне контура очистной * выемки	в контуре очистной ** выемки	в отбитом виде
Опытная	68,49	42,60	25,31	0,57
1	65,04	48,60	15,99	0,46
2	68,65	48,35	19,89	0,41
3	71,19	49,87	20,95	0,37
4	65,35	42,56	22,16	0,63
5	73,40	42,53	30,39	0,48
6	77,86	42,60	34,85	0,40
7	56,92	49,47	6,82	0,63
8	63,30	55,08	7,80	0,42
9	68,88	62,77	5,84	0,27
10	79,57	48,93	30,35	0,30
11	67,76	58,03	9,46	0,27
12	80,69	53,13	27,32	0,24
13	75,08	63,06	11,82	0,20
14	72,68	58,03	14,42	0,23
Всего	70,97	53,36	17,26	0,34

Примечание: - потери в междуканальных и междуходовых целиках;

** - потери в кровле, почве, стенках, горловинах камер и подготовительных выработок.

Проектные показатели эксплуатационных потерь полезного ископаемого уточняются годовыми планами развития горных работ в зависимости от фактических горно-технических условий эксплуатации. Разубоживание добываемой сильвинитовой руды по панелям и зонам с различными

параметрами системы разработки в центральной части шахтного поля приведено в таблице

Таблица- Разубоживание добываемой сальвинитовой руды по панелям и зонам с различными параметрами системы разработки в центральной части шахтного поля.

Таблица 8.

Панель	Мощность пласта Нижний П, м		Разубоживание, %
	Средняя геологическая	Вынимаемая	
Опытная панель			
Зона 1	4,89	ЗД	4,74
Панель №1			
Зона 2	4,81	4,5	3,31
Зона 3	6,35	4,0	3,70
Панель №2			
Зона 2	6	4,5	3,31
Зона 3	6,45	4,0	3,70
Панель №3			
Зона 2	6,06	4,5	3,31
Зона 3	6,62	4,0	3,70
Зона 4	7,62	5,0	3,04
Панель №4			
Зона 1	4,45	ЗД	4,74
Панель №5			
Зона 1	5,8	ЗД	4,74
Панель №6			
Зона 1	6,96	ЗД	4,74
Панель №7			
Зона 3	3,93	3,9	3,83
Панель №8			
Зона 4	5,22	5,0	3,04
Панель №9			
Зона 5	6,62	6,6	2,36
Панель №10			
Зона 1	8,11	ЗД	4,74
Зона 3	8,72	4,0	3,77
Зона 4	8,56	5,0	3,04

III. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

На основании данных полученных на практике шахта установка работает непрерывным годовым режимам.

Количество смен в сутки 3 с продолжительностью 8 часов каждая.

При непрерывном режиме работы шахты Вуч-365 дн/год.

Количество выходов рабочих на работу в год определяется по выражению

$$V_{\text{раб}} = (365 - V_{\text{Д}} - П_{\text{Д}} - O_{\text{Д}}) \cdot 0,96$$

Где $O_{\text{Д}}$ - количество отпускных дней;

$V_{\text{Д}}$ - выходные дни;

$П_{\text{Д}}$ - Праздник;

0,96 – коэффициент учитывающий невыход рабочих на работу по уважительной причине.

$$V_{\text{раб}} = (365 - 36) \cdot 0,96 = 315 \text{ дней}$$

Определяется коэффициент списочного состава работников:

$$K_{\text{сп}} = \frac{V}{V_{\text{раб}}} = \frac{365}{315} = 1,15$$

$$Q_{\text{мес}} = \frac{Q_{\text{год}}}{12} = \frac{700000}{12} = 58333 \text{ т/мес}$$

$$Q_{\text{сут}} = \frac{Q_{\text{год}}}{V_{\text{уч}}} = \frac{700000}{365} = 1918 \text{ т/сут}$$

$$Q_{\text{см}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{H_{\text{смен}}} = \frac{1918}{3} = 639,3 \text{ т/см}$$

Явочный состав рабочих определяется

$$N_{\text{яв}} = K \cdot H \cdot H_{\text{см}}$$

где K - количество обслуживаемых рабочих мест $K=4$

H - норма обслуживания рабочих мест $H=1$

$H_{\text{см}}$ - количество смен в сутки $H_{\text{см}}=3$

$$N_{\text{яв}} = 4 \cdot 1 \cdot 3 = 12 \text{ чел}$$

Определяем списочный состав рабочих:

$$N_{\text{сп}} = N_{\text{яв}} \cdot K_{\text{сп}} = 12 \cdot 1,15 = 14 \text{ чел}$$

Годовой фонд заработной платы определяется в соответствии единой тарифной системой РУз, введенной в действия с 2012 года. При этом расчет фонда заработной платы может быть осуществлен в виде таблицы.

Производительность труда рабочих определяется следующим образом:

а) сменная

$$P_{см} = \frac{Q_{сут}}{N_{яв}} \text{ т / смену}$$

$$P_{см} = \frac{1918}{12} = 159.8 \text{ т/смену}$$

б) месячная производительность

$$P_{м} = \frac{Q_{м}}{N} = \frac{58333}{14} = 4166,6 \text{ т/мес}$$

в) годовая производительность

$$P_2 = \frac{Q_{г}}{N_{сп}} = \frac{700000}{14} = 50000 \text{ т/ год}$$

Расчет штата и фонда зарплаты рабочих

Таблица 9.

Наименование профессий	Разряд по ЕТС	Тарифная ставка, тыс.сум	Тарифный коэффициент	Отраслевой коэффициент	Тарифная ставка по ЕТС, тыс.сум	Дополнительная зарплата и 20% тарифной ставки по ЕТС, тыс. сум	Общая дневная зарплата, тыс. сум
Машинист комбайна	IV	149,775	3,297	1,4	691,33	276,53	967,86
Горнорабочий работающий в вагонетке	III	149,775	2,998	1,4	628,64	251,45	880,09
Электрослесарь по ремонтной сборке	VI	149,775	3,941	1,4	826,37	330,55	1156,92
Механик	VII	149,775	4,284	1,4	898,29	359,32	1257,61
Всего							

Вычисление годовой амортизации

Таблица 10.

Наименование оборудования	Единица измерения	Количество	Балансовая стоимость, тыс.сум	Балансовая стоимость всего оборудования тыс.сум	Норма амортизации оборудования, %	Годовая амортизация фондов
Урал 20P	шт	6	54 768,30	328 609,80	12	39 433,7
Лесная машина	шт	6	13 685,73	82 114,38	12	9 853,7
Каталь	шт	2	14 118,98	28 237,96	12	3 388,5
Стой	шт	1	150 000	150 000	12	18 000
Тор	шт	2	79 725,45	159 450,90	12	19 134,1
	метр	20	12,18	243,60	25	60,90
						89 870,0

Расход материалов

Таблица 11.

Наименование материалов	Единица измерения сум	Год
Запчасти и оборудование	3,5 % от стоимости оборудования сум	20 9
Обтирающие и смазочные материалы	1,4% от стоимости оборудования сум	8 38
Спец. одежда, инструмент и инвентарь	На 1 рабочего составляет 170000*14	2 38
Итого		31 7
Не учетные материалы	20% от общего	6 34
Всего		69 7

Расчет расход электроэнергии

Таблица 12.

Наименование электро-потребителя	Количество	Мощность двигателя, кВт/час	Общая мощность, кВт/час	Цена квт. час, тыс.сум	Сут рас эле эне тыс
Комбайн Урал 20Р	6	745	4470	0,191	853
7547Подземная самоходная вагонетка	6	127	762	0,191	145
Перегружатель	2	30	60	0,191	11,4
Ленточный конвейер	1	260	260	0,191	49,0
Вентилятор ВОД-21	2	25	50	0,191	9,55
Итого					

Калькуляция

Таблица 13.

№	Наименование расходов	Годовой расход, тыс.сум	Годовая производительность, тонна	Расходы приходящейся на единицу продукции	Доля расходов в себестоимость продукции
1	Расчет штата и фонда зарплаты рабочих	507 203,02	700	724,5757	45,80299
2	Социально страхование(25 %)	126800, 76	700	181,1439	11,45075
3	Расход материалов	38057	700	54,36714	3,436739
4	Амортизации	89 870,48	700	128,3864	8,115757
5	Расход электроэнергии	337 044,33	700	481,4919	30,4368
6	Смазочные и текущие расходы	8 381,19	700	11,97313	0,756864
	Всего	1 107 356,78	700	1581,938	100%

IV. ВЕНТИЛЯЦИЯ РУДНИКА

В соответствии со схемами вскрытия и порядком отработки, для рудника принята центральная схема проветривания, способ проветривания по первому варианту принят нагнетающий, по второму варианту - всасывающий.

При нагнетательном способе вентиляции свежий воздух подается по вентиляционному стволу, а загрязненный воздух выдается по главному стволу. При всасывающем способе – вентиляционный ствол служит для выдачи загрязненного воздуха на поверхность. В обоих случаях выдерживаются требования доведения концентрации вредных веществ в рудничной атмосфере до предельно допустимых норм. Сложность проветривания обусловлена отсутствием подачи воды на систему пылеподавления, обустройством кроссингов для проветривания лавы.

Необходимое количество воздуха для проветривания горных работ и выработок определяется исходя из:

- коэффициента запаса;
- суммарного количества воздуха, необходимого для проветривания всех очистных забоев;
- суммарного количества воздуха, необходимого для проветривания всех подготовительных выработок, m^3/c ;
- суммарного количества воздуха, необходимого для проветривания всех камерных очистных выработок, m^3/c ;
- суммарного количества воздуха, необходимого для проветривания всех камерных технологических выработок, m^3/c .

Количество воздуха, необходимого для проветривания очистного блока, рассчитывается по ряду факторов:

- по наибольшему числу людей, одновременно работающих в очистном блоке;
- по газам, образующихся при ведении взрывных работ;
- по пылевому фактору (по выносу пыли);
- по газоносности соленосного пласта.

Расчет депрессии

Депрессия рудника (участка) определяется, как сумма депрессий выработок, по которым проходит вентиляционная струя данного направления расчета.

Депрессия направления определяется как сумма депрессий последовательно соединенных выработок, каждая из которых должна быть

рассчитана от устья воздухо-выдающей выработки до входа в воздухоподающую выработку.

Депрессия каждой выработки определяется по формуле:

$$H = ((\alpha \times P \times L) / S_3) \times Q^2, \text{ Pa},$$

где α - коэффициент аэродинамического сопротивления;

P - периметр выработки, м;

L - длина выработки, м;

S - сечение выработки, м²;

Q - количество воздуха, проходящего по выработке, м³/с.

В результате предварительного расчета получаем: потребное количество воздуха для проветривания выработок на рабочих и подготовительном горизонтах составляет 120 м³/с, при этом, общешахтная депрессия составит 972 Pa.

Для обеспечения общешахтной депрессии и подачи необходимого воздуха предлагается установить вентилятор главного проветривания типа ВОД-21М.

Установка снабжается аппаратурой АПТВ автоматизированного контроля и управления ПВВУ. Аппаратура АПТВ обеспечивает непрерывный автоматический контроль скорости воздуха; автоматизированное местное и дистанционное (с диспетчерского пульта) управление через систему телемеханики; автоматическое включение резервного вентилятора при отключении рабочего; выдачу сигналов на пульт диспетчера рудника о работе или отключении вентиляторов, снижении скорости воздуха менее заданной величины; о нормальном или аварийном режимах проветривания.

Регулирование воздухораспределения в руднике

Основные утечки воздуха на калийных рудниках наблюдаются на главных направлениях. К этим утечкам относятся потери воздуха на пути его движения от околоствольного двора до участков выработок добычных участков. Практически на всех панелях на руднике наблюдаются утечки с панельных конвейерных штреков на вентиляционные штреки.

Для предотвращения утечек воздуха в панелях и в выработках предусматривается устанавливать вентиляционные перемычки, перекрывающие утечки воздуха с воздухоподающих на вентиляционные выработки. Для этого необходимо применять перемычки типа: вентиляционный парус (там, где необходим проезд транспорта), глухие ксилоблоковые (кирпичные, чураковые).

Проветривание камер служебного назначения

На руднике во всех камерах служебного назначения наблюдается перерасход воздуха, который – при правильном воздухораспределении – можно направить в труднопроветриваемые зоны. Снизить расходы воздуха до требуемых значений можно с помощью отрицательного регулирования.

Для устранения перерасхода воздуха необходимо предусмотреть вентиляционные устройства (перемычки с регулируемым окнами, «шторы»), ограничивающие подачу воздуха в камеры служебного назначения (гараж, ПММ, склад ВМ, склад ГСМ) до расчетных значений.

Контроль за состоянием рудничной атмосферы

Для предупреждения загазования выработок организация проветривания на участке и принимаемые в связи с этим меры, а также контроль за составом рудничной атмосферы должны соответствовать требованиям "Специальных мероприятий ...".

Для проверки правильности распределения воздуха по вентиляционной сети участка должны производиться замеры его количества не реже одного раза в месяц, а также при всяком значительном изменении вентиляционного режима. С этой целью должны быть устроены замерные станции на входящей на участок струе, на каждом из блоков и на выходе струи с участка.

V. БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

Технология ведения горных работ зарекомендовано с учетом требований «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом», «Единых правил безопасности при взрывных работах», «Норм проектирования рудников с подземным способом разработки» и «Правил безопасности при разработке подземным способом соляных месторождений».

Камеры, а также их сопряжения, крепятся металлической арочной крепью с применением спецпрофиля СВП-27.

Перед началом работ в камерах и забоях необходимо производить оборку кровли.

В качестве общих мероприятий в проекте предусматривается:

- искусственная вентиляция участка с помощью вентилятора главного проветривания;
- подогрев поступающего свежего воздуха в зимнее время до температуры +2⁰С;
- освещение рабочих мест переносными источниками света, а остальных выработок стационарными светильниками;
- оборудование телефонной связи и аварийной сигнализации;
- обеспечение всех подземных рабочих индивидуальными источниками света, средствами защиты от пыли и газов, питьевой водой;
- организация мероприятий по борьбе с запыленностью рудничного воздуха на всех технологических процессах;

Для профилактики шумовой и вибрационной болезни на всех машинах имеющих пневматические двигатели должны быть установлены подавители шума, перфораторы должны быть снабжены виброгасящими каретками, а рабочие – индивидуальными средствами защиты от шума и вибрации.

Противопожарная защита горных выработок.

Система пожаротушения горных выработок принята в соответствии с «Едиными правилами безопасности при разработке рудных и нерудных месторождений подземным способом» При отсутствии в выработках деревянной крепи необходимость сооружения на калийных шахтах специального противопожарного водопровода не требуется. Средствами пожаротушения являются 10 литровые пенные огнетушители марки ОУ, выпускаемые на заводе «Декла» г. Ташкента. Огнетушители устанавливаются в выработках через 50 м в нишах. На поверхности оборудуется склад противопожарных материалов, где помимо всего хранятся огнетушители в

количестве 10% от числа устанавливаемых в подземных выработках и по три заряда на каждый.

Дополнительно в ТЭО предусматриваются подземные склады противопожарных материалов (ППМ). Подземный склад ППМ размещен в отдельной камере на одном из уклонов. Перечень материалов и инвентаря на складах ППМ должен соответствовать требованиям ЕПБ.

Инженерное обеспечение горных работ

Рассматриваются технические решения по стационарным шахтным установкам, транспорту, складским помещениям, ремонтной службе и механизации основных и вспомогательных процессов при добыче руды.

Для разработки месторождения «Тюбегатан» в предусматривается размещение промплощадок: стволов «Главный» и «Вентиляционный», вспомогательных сооружений (АБК, РММ, гелиоустановка, складские помещения, очистные сооружения бытовых и промышленных стоков, насосная с противопожарными резервуарами), обеспечивающие деятельность рудника подземных горных работ. На устье ствола «Главный» размещены: подъемная машина, конвейерная эстакада, склад сырой руды, погрузочный пункт. На устье ствола «Вентиляционный» размещены: главная вентиляторная установка с калориферной, подъемная машина.

Перевозка людей и различных грузов по горным выработкам осуществляется механизированным способом. Перевозка руды и породы осуществляется системой конвейеров.

Безаварийная работа горно-шахтного оборудования зависит от правильно организованной ремонтной службы.

Все ремонтные работы, включая и профилактические, должны выполняться в соответствии с графиком планово-предупредительного ремонта (ППР), который должен предусматривать все виды технического обслуживания и ремонта.

Большая разновидность и сложность конструкции применяемого на горных работах оборудования обуславливает проведение осмотра и мелкого профилактического ремонта в подземных условиях. Средний и капитальный ремонт в применяется агрегатно-узловой с заменой отдельных деталей и узлов машины вблизи рабочего места, в специально отведенном месте, на месте стоянки, месте установки, или на поверхности в отделениях РММ, специализированных ремонтных заводах.

Для хранения различных материалов и оборудования на руднике используются поверхностные здания и строятся подземные камеры. Так предусматривается использование проектируемого материального склада, где

будут храниться шланги, кабели, вентиляционные трубы, спецовка, приборы, электроаппараты, запасные части, расходные материалы и т.п.

Работы на складах механизированы различными механизмами: автопогрузчиком, электропогрузчиком, ручными и электрическими тальями (кранами) и ручными тележками грузоподъемностью до 500 кг. Штучные предметы и запчасти небольшого веса, приборы и т.п. принимаются и выдаются кладовщиком.

1. Общие требования безопасности

1.1. К самостоятельной работе на заточных станках допускается персонал, прошедший соответствующее обучение, инструктаж по охране труда на рабочем месте и усвоивший безопасные приемы и методы работы на заточных станках.

1.2. Работать на заточных станках, необходимо в спец. одежде, предусмотренной нормами.

1.3. Работнику запрещается:

- производить самостоятельно ремонт механической и электрической частей станка;

- использовать неиспытанные абразивные инструменты;

- работать на станке с оборванным заземляющим проводом, при отсутствии или неисправности блокировочных устройств, предусмотренных конструкцией станка;

- снимать ограждения опасных зон работающего оборудования;

- мыть руки в эмульсии, масле, керосине и вытирать их ветошью, загрязненной стружкой.

1.4. О произошедшем несчастном случае немедленно сообщить непосредственному руководителю (мастеру, механику, энергетика и т. д.), оказать доврачебную помощь пострадавшему.

2. Требования безопасности перед началом работы.

2.1. Перед началом работы на заточном станке необходимо:

- осмотреть станок и рабочее место;
- устранить обнаруженные недостатки, если это невозможно сделать самостоятельно, сообщить непосредственному руководителю и далее действовать по его указаниям;
- проверить наличие и исправность защитного экрана и защитных очков, устройств защищающих от абразивной пыли и брызг охлаждающей жидкости.

Заточные станки с горизонтальной осью вращения круга, предназначенные для обработки вручную (стационарного исполнения, на тумбе и настольные), должны оснащаться прозрачным защитным экраном из бесколочного материала толщиной не менее 3мм. Экран по отношению к кругу должен располагаться симметрично. Его ширина должна быть больше толщины круга на 150мм. Конструкция крепления экрана должна исключать его полное откидывание. Поворот экрана на угол более 20° должен вызывать автоматическую остановку привода шпинделя станка за счет блокировки его с магнитным пускателем электропривода. При невозможности использовать стационарный защитный экран применять защитные очки или защитные козырьки.

2.2. Чтобы рабочая зона была достаточно освещена и свет не слепил глаза;

2.3. Проверить, чтобы зазор между краем подручника и рабочей поверхностью абразивного круга был не более 3 мм. Рабочая поверхность подручника должна быть ровной, а край рабочей поверхности — без выбоин и выработки. Состояние абразивных кругов (наружным осмотром в целях определения трещин и выбоин), наличие охлаждающей жидкости;

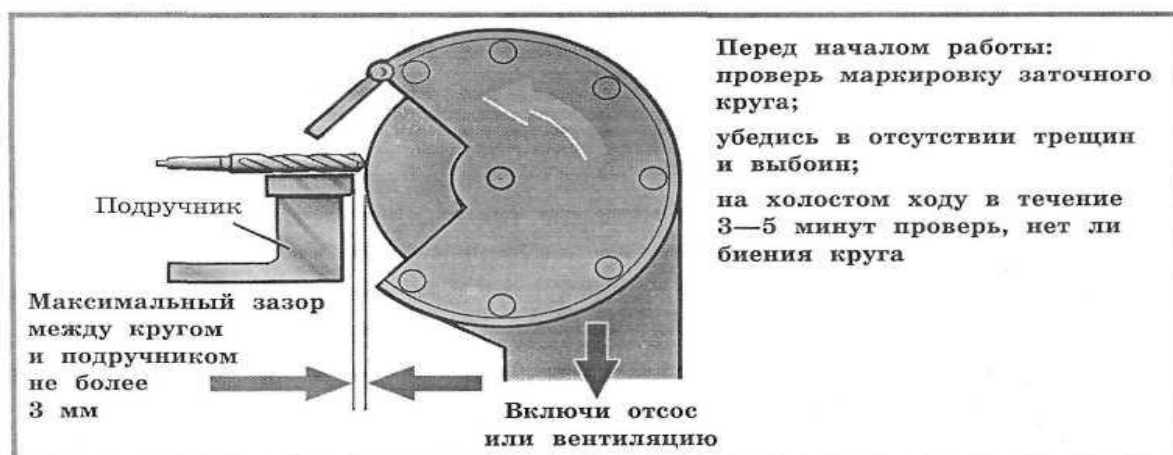


Рис. 1. Требования безопасности перед началом работы на заточном станке

2.4. Опробовать на холостом ходу: исправность органов управления, системы отсоса пыли, фиксации рычагов управления;

Не допускается эксплуатация инструмента с отслаиванием эльборосодержащего слоя, с трещинами на поверхности, а также не имеющего отметки об испытании на механическую прочность или с просроченным сроком хранения.

2.5. Установку абразивных кругов и их крепление на шпиндель заточного станка должны производить лица, прошедшие специальное обучение и получившие инструктаж по правилам установки абразивного инструмента на заточные станки.

2.6. Работающим на заточных станках запрещается:

- работать в тапочках, сандалиях, босоножках и т.п.
- применять неисправный и неправильно заточенный режущий инструмент и приспособления;
- прикасаться к открытым токоведущим частям электрооборудования станка. В случае неисправности электрооборудования доложить непосредственному руководителю.

3. Требования безопасности во время работы

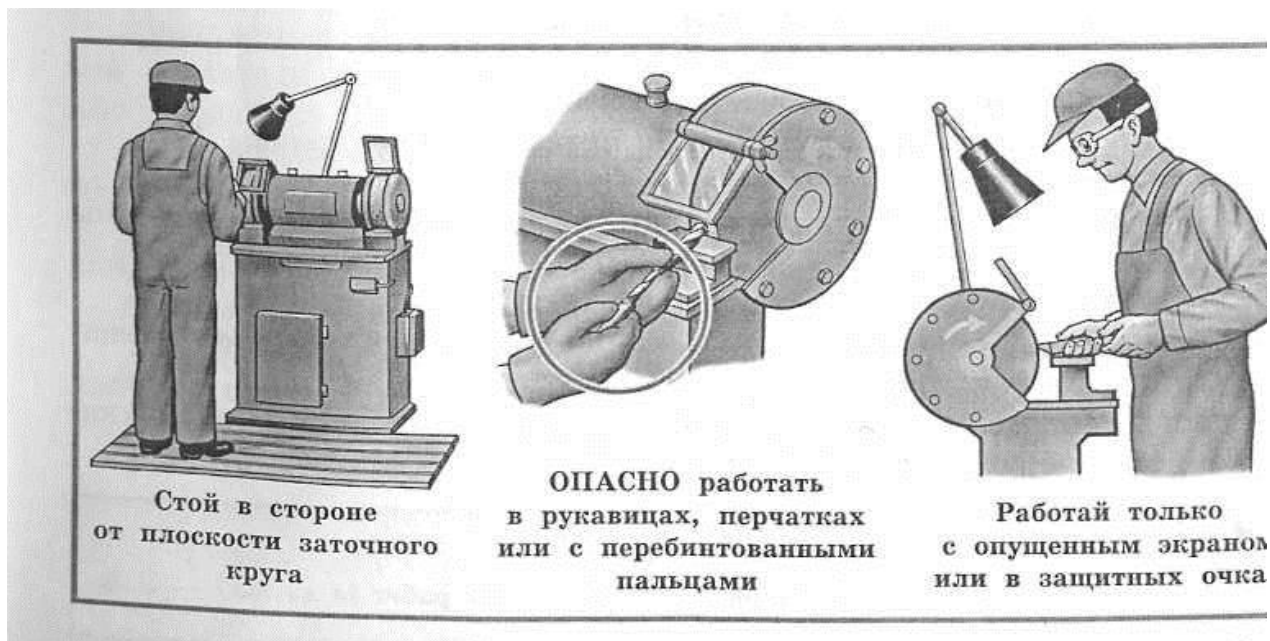
3.1. Во время работы необходимо:

- включить вытяжную вентиляцию;
- затачиваемый инструмент, разложить на верстаке, не загромождая рабочее место и проходы;
- перед обработкой детали или инструмента очистить их от стружки и масла;

3.2. Проверить: надежность крепления абразивного круга, крепежных гаек, зажимающих фланцы, наличие картонных прокладок между зажимными фланцами и кругом.

3.3. Опробовать работу станка на холостом ходу в течение 3-5 мин, находясь в стороне от опасной зоны возможного разрыва абразивного круга.

3.4. При заточке или доводке инструмент надежно закреплять в приспособлении или пользоваться подручником. Затачивая инструмент с охлаждающей жидкостью следить за тем, чтобы жидкость омывала абразивный или алмазный круг по всей его рабочей поверхности и своевременно отводилась.



3.5. Переходя с сухой на мокрую заточку, во избежание разрыва круга дать ему предварительно охладиться (остыть) и только после этого начинать заточку инструмента с охлаждающей жидкостью.

3.6. Правку абразивных кругов производить только алмазами, алмазно-металлическими карандашами или специальными алмазозаменителями в соответствии с установленной технологией правки. Оберегать круг от ударов и толчков.

3.7. Остановку станка и отключение электрооборудования необходимо делать при: уходе от станка даже на короткое время, временном прекращении работы, перерыве в подаче электроэнергии, уборке, смазке, чистке станка, обнаружении какой-либо неисправности, которая грозит опасностью, подтягивании болтов, гаек и других крепежных деталей.

3. 8. Запрещается:

3.8.1. - при заточке удерживать инструмент на весу;

3.8.2. - подавать обрабатываемое изделие на круг рывками и резко нажимать на него;

3.8.3.- работать: без подручника, кругами, имеющими трещины или выбоины, боковыми поверхностями круга, в рукавицах или перчатках, а также с забинтованными пальцами без резиновых напальчников;

- производить заточку и доводку инструмента алмазными кругами без охлаждения;

- удалять со станка алмазную и металлическую пыль не специальной щеткой-сметкой а руками;

- допускать уборщицу к уборке станка во время его работы;

- брать и подавать через работающий станок какие-либо предметы, подтягивать гайки, болты и другие соединительные детали станка во время его работы;
- затачивать режущий инструмент на неисправном оборудовании;
- тормозить вращение шпинделя нажимом руки на вращающиеся части станка;
- пользоваться местным освещением напряжением выше 42В;
- опираться на станок во время его работы и позволять это делать другим;
- применять рычаги для увеличения нажима на круг;
- во время работы станка открывать и снимать ограждения и предохранительные устройства;
- оставлять ключи, приспособления и другие инструменты на работающем станке.

4. Требования безопасности в аварийных ситуациях.

В случае поломки станка, отказа в работе пульта управления отключить станок и сообщить об этом непосредственному руководителю. При возникновении пожара на станке необходимо немедленно его отключить. Сообщить о случившемся непосредственному руководителю и приступить к ликвидации очага загорания. В аварийных ситуациях, опасности для своего здоровья или здоровья окружающих людей следует отключить станок, покинуть опасную зону и сообщить непосредственному руководителю.

5. Требования безопасности по окончании работы.

5.1. По окончании работы лицо, работавшее на станке, обязано: выключить станок и электродвигатель, привести в порядок рабочее место, убрать со станка алмазную и металлическую пыль, очистить станок от грязи, аккуратно сложить заготовки и инструмент на отведенное место.

5.2. Вымыть лицо и руки теплой водой с мылом.

Разработал зам. гл. инженера по ОТ и ТБ

VI. ГОРНАЯ ЭКОЛОГИЯ

Охрана окружающей среды, охрана недр и рациональное использование природных ресурсов.

Для калийной промышленности и в частности для комбината ДЗКУ область охраны окружающей среды имеет особенно важное значение в связи с возрастающими масштабами добычи и переработки калийного сырья и складирования отходов обогащения на поверхности земли, в результате чего создаются очаги загрязнения атмосферы, почв и водных ресурсов.

Основными направлениями в решении проблемы сокращения количества отходов калийных предприятий и снижения их вредного влияния на окружающую среду являются:

- а) максимально возможная по горно-геологическим условиям селективная разработка месторождений;
- б) размещение отходов обогатительных фабрик в выработанное пространство;
- в) сокращение площадей складирования галитовых отходов на земной поверхности путем увеличения высоты солеотвалов;
- г) прекращение инфильтрации рассолов в подземных горизонтах через ложа шламохранилищ и основания солеотвалов;
- д) прекращение сброса избыточных рассолов в глубокие водоносные горизонты, содержащие минерализованные воды;
- е) повышение надежности и эффективности систем очистки дымовых газов сушильных установок и воздуха, удаляемого в атмосферу астериционными системами.

Для уменьшения площадей складирования галитовых отходов на поверхности ведутся работы:

- а) по внедрению слоевой выемки пластов длинными очистными забоями с применением гидромеханизированных комплексов во всевозрастающих масштабах;
- б) по внедрению закладки выработанного пространства отходами обогатительных фабрик.

Для исключения или ограничения засоления подземных и поверхностных вод рассолами, образующимися как в процессе производства калийных удобрений, так и при складировании отходов на поверхности.

На руднике комбината ДЗКУ внедрено высотное складирование солеотходов, что позволяет сохранить более 110га пахотных земель.

С целью рационального использования водных ресурсов и сокращения объемов сточных вод в объединении внедрены водооборотные циклы орошения пенных аппаратов: повторно используются и утилизируются продувочные воды в ТЭС и котельных.

Исследования показывают, что отходы калийного производства могут быть эффективно использованы в дорожном и коммунальном хозяйствах для подсыпки дорог во время гололеда; в энергоцехах и котельных для смягчения воды; в горнорудной промышленности для покрытия товарной руды против смерзания.

Рациональное использование природных ресурсов в условиях развитого общества является объективной необходимостью, так как все общество заинтересовано в наиболее экономичном и эффективном природопользовании. В промышленности по производству минеральных удобрений для этого имеются все необходимые предпосылки как технического, так и экономического характера.

Мероприятия по охране окружающей среды

Непрерывно растущий объем добываемой и перерабатываемой калийной руды вызывает увеличение количества жидких и твердых отходов, складированных в основном на поверхности, что вызывает засоление окружающей среды, почв, поверхностных и подземных вод.

Для борьбы с фильтрацией рассолов из шламохранилищ и солеотвалов используются конструкции рассолонепроницаемых экранов с использованием полиэтиленовой пленки. Уменьшение засоления почв и подземных вод достигается увеличением высоты стволообразований.

Для предотвращения воздействия атмосферных осадков на солевые стволы производится консервация поверхности солеотвалов водозащитными покрытиями. Защитный слой представляет собой композицию из органических и неорганических веществ.

Единственная на сегодняшний день возможность сброса рассолов - это подземный сброс, так как утилизация этих рассолов технически невозможна, а метод их уваривания дорог.

Для очистки пылегазовых выбросов сильвинитовых обогатительных фабрик принята трехступенчатая система очистки. Две сухие и одна мокрая. С этой целью применяются скрубберы вентури. Эффективность очистки дымовых газов и хлористого водородасоставляет 95-97%, что соответствует санитарным нормам.

Работы в области охраны окружающей среды необходимо производить по 3 основным направлениям:

Мероприятия по охране воздушной среды.

- охрана воздушной среды;
- охрана водоемов;
- охрана недр и земной поверхность;

Основными источниками загрязнения являются;

- дымовые газы, образуемые при сжигании мазута;
- пары солей и реагентов при флотации и сушке на обогатительной фабрике;
- массовая доля пыли, выбрасываемая в атмосферу, не должна превышать;
- 100 мг/м^3 , при которых содержание пыли в санитарно-защитной зоне соответствует действующим санитарным нормам по пыли – $0,1 \text{ мг/м}^3$;
- максимальная концентрация хлористого калия, выбрасываемого вместе с газо-воздушной смесью не должна превышать $0,03 \text{ мг/м}^3$. Оседая на почвах, дымообразующие отходы способствуют засолению плодородных пахотных земель.

Анализ атмосферного воздуха показал, что радиус выпадения солевой пыли от источника выброса составляет в среднем 1,5 км. Метеорологические условия оказывают непосредственное влияние на динамику засоления площадей и степень засоления почв, что приводит к снижению урожайности сельхозкультур на 30-50%, а иногда к полной гибели окрестных лесов. Для снижения вредного воздействия выбросов в окружающую среду используют следующие мероприятия:

- производится герметизация копров;
- внедрение комбинированных очистных сооружений КОП, в которых происходит растворение хлористого калия и нейтрализация хлористого водорода оборотной водой;
- своевременный ремонт и замена скрубберов, воздухопроводов и других элементов вентиляционной системы;
- регулярный отбор проб воздуха на запыленность и загазованность в санитарно-защитной зоне;

- применение селективной выемки руды, с закладкой пустой породы в отработанное пространство, что позволяет избегать выдачи отходов на поверхность, а значит избежать загрязнения атмосферы.

Охрана недр и земной поверхности.

Применение гидромеханизированных комплексов, внедрение систем разработки калийных руд длинными столбами с обрушением кровли негативно влияет на окружающую среду промышленного района. Через 2-5 лет после отработки пласта начинается оседание земной поверхности с близким стоянием грунтовых вод, что вызывает заболачивание значительной территории сельскохозяйственных угодий, а также оказывает вредное влияние на сооружения, постройки, линии коммуникаций и дороги.

Производство калийных удобрений является серьезным источником засоления окружающих земель легкорастворимыми минеральными солями, в основном хлоридами. Количество легкорастворимых солей в пахотном слое не засоленных почв Дехканабадского района находится в пределах 0,027-0,098%.

Калийные руды ДЗКУ месторождения имеют относительно низкое содержание полезного компонента и как следствие получается большой объем отходов при переработке и получении конечного продукта – калийных удобрений. Из каждой тонны руды, выданной на поверхность, образуется после ее переработки 0,7-0,75т отходов, представленных в основном каменной солью и глинистыми шламами.

Эти отходы размещаются на поверхности в виде солеотвалов и шламохранилищ и занимают большие земельные площади, что неблагоприятно сказывается на микроклимате района. Поэтому вопрос уменьшения количества отходов путем повышения качества добываемой руды является важнейшей народно-хозяйственной проблемой, связанной с охраной окружающей среды.

Под защитой земной поверхности от вредных последствий производства подразумеваются следующие мероприятия:

- ✓ совершенствование технологии добычи полезного ископаемого (метод с закладкой пустой породы в отработанное пространство и сокращение объемов отвалов);
- ✓ сокращение непродуктивного метода добычи полезного ископаемого, ведущего к расширению объемов разработки шахтного поля с большими потерями руды;
- ✓ ведение серии мелиоративных работ по осушке заболоченных участков пахотных земель (вследствие оседания земной поверхности);

- ✓ внесение в почву минеральных добавок, препятствующих засолению.

Заключения

При выполнении выпускной квалификационной работы я пользовался из материалов предвыпускной квалификационной практики, книг и материалов и интернет сайтов по своей специальности. Ознакомился рабочим процессом Тюбитангского месторождения калийных удобрений.

При обретении Независимости нашего Государства в народном хозяйстве к горной промышленности внимание более возросла вместе с этим работники специальности горной промышленности тоже возросло.

При подготовке кадров наше государство приняло свою. Программу по подготовке кадров не только горной специальности, но и других профессий высоко квалифицированных специалистов своей профессии.

Степень бакалавра, это выполнение выпускной квалификационной работы и защита.

Выпускной квалификационной работе освещенно о крупном горном предприятии нашего государства Узхим промышленности Тюбитанского калийного месторождения на тему «Обоснование системы разработки».

Я принял применяемую систему разработки Тюбитанского месторождения.

При выполнении выпускной квалификационной работы я воспользовался данными собранными мною на предвыпускной квалификационной практике, книг и интернет сайтов по специальности горное дело.

В выпускной квалификационной работе освещенно коротко о геологии, вскрытье шахтного поля, подготовке и о системе разработки, вентиляции, используемом подземном транспорте, безопасности жизнедеятельности, технико-экономические показатели и о проблемах экологии.

При выполнении выпускной квалификационной работы я воспользовался помощью преподавателей кафедры, выполненными моими курсовыми работами, а также собранными мною знаниями за все учебные годы.

Использованная литература

1. «Процессы подземных горных работ» Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Черняк Л.И, М., «Недра», 1982г.
2. «Моделирование на ЭВМ процессов разработки пологих пластов», СПГГИ (ТУ), 1982г.
3. «Задачник по подземной разработке угольных месторождений», К.Ф. Сапейкий, Д.В. Дорохов, М.П. Зборщик, В.Ф. Андрушко.
4. Технологические схемы очистной выемки калийных пластов Старобинского месторождения столбовой системой разработки. БФ ВНИИГ, Солигорск, 1984, -23 с.
5. Инструкция по производству маркшейдерских работ СПб, ЦОТПБСП, 2003г
6. «Технология строительства горных предприятий» В.В.Смирняков, В.И.Вихарев, В.И.Очкуров, Москва «Недра» 1989
7. «Геодезия. Маркшейдерское дело» Борщ-Компониец В.И., М., «Недра», 1989г.
8. «Геодезия. Маркшейдерское дело» Борщ-Компониец В.И., Навитный А.М., Кныш Г.М., М., «Недра», 1989г.
9. «Проектирование и реконструкция подземных опорных маркшейдерских сетей» Зверевич В.В., Леонов А.С., СПб, 1991г.
10. «Вентиляция шахт и рудников». Синопальников К.Г., Смирняков В.В., Хохлов И.А., СПб, 2003г.
11. Интернет сайты:
www.rusmet.ru
www.msmu.ru
www.ziyo.net
www.mining-expo.ru
www.kaliy.ru